

VIABILIDADE TÉCNICA DA VALORIZAÇÃO DE UM MINÉRIO DE AMBLIGONITE DA ARGEMELA ATRAVÉS DE FLUTUAÇÃO POR ESPUMAS

João Luís Abreu de Noronha



Universidade do Porto

Faculdade de Engenharia

FEUP

Mestrado em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente

Porto 2010

VIABILIDADE TÉCNICA DA VALORIZAÇÃO DE UM MINÉRIO DE AMBLIGONITE DA ARGEMELA ATRAVÉS DE FLUTUAÇÃO POR ESPUMAS

Dissertação apresentada à Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de Mestre em “Engenharia de Minas e Geoambiente”, realizada sob a orientação científica do Doutor Mário Rui Machado Leite, Professor Catedrático do Departamento de Minas da Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto e co-orientação da Engenheira Manuela Amarante, Laboratório Nacional de Energia e Geologia.



A obra Viabilidade Técnica da Valorização de um Minério de Amblygonite da Argemela Através de Flutuação por Espumas foi licenciada com uma Licença [Creative Commons - Atribuição - Uso Não-Comercial - Partilha nos Mesmos Termos 3.0 Não Adaptada](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/3.0/).

João Luís Abreu de Noronha, 2010

Resumo

O lítio tem tido uma procura elevada nos últimos anos, devido às suas inúmeras aplicações. Porém o potencial de utilização do lítio em novas aplicações, nomeadamente em baterias, tem vindo a acender o debate em torno do problema da oferta mundial de concentrados e a capacidade dos produtores para responder à esperada procura que resulta do emergente mercado do carro eléctrico.

Portugal possui reservas em minerais de lítio. Estes minerais ocorrem em geral em campos aplitopegmatíticos e em filões de quartzo hidrotermais, em geral associados a minérios de Sn. Contudo a produção de materiais rochosos litiníferos tem tido como destino principal a indústria cerâmica. Nos últimos anos, contudo, tem-se assistido à intensificação da investigação no sentido de proceder a uma beneficiação dos minérios provenientes de pegmatitos com minerais litiníferos nomeadamente com espodumena e/ou petalite, no sentido de se obterem concentrações daqueles minerais e consequentemente um aumento dos teores em Li_2O .

Neste trabalho descreve-se, na primeira parte, um estudo conduzido de modo a obter concentrados de amblygonite (Li) a partir de amostras de estruturas filonianas do jazigo da Argemela. O processo de concentração utilizado foi a flutuação por espumas. O estudo visou principalmente a investigação da viabilidade técnica da obtenção de um concentrado de amblygonite.

Ensaio realizados a partir de material do jazigo com teor médio de 1% em Li permitiram obter concentrados de 3,8% em Li. Foram estudadas algumas condicionantes experimentais, tendo-se concluído a necessidade de uma moagem até calibres de $300\mu\text{m}$ e verificado que a presença de material de calibre inferior a 200# ($<75\mu\text{m}$) influencia negativamente o processo de flutuação, diminuindo a selectividade e, como consequência, o teor do concentrado e a recuperação.

Na segunda parte do trabalho foi efectuado um ensaio de ajustamento de modelos matemáticos que descrevem a cinética do processo de flutuação aos resultados obtidos, com o intuito de interpretar esses resultados na perspectiva de uma melhor compreensão dos fenómenos em jogo e, nesse sentido, aferir a influência da variação dos parâmetros técnicos no desempenho do processo.

Abstract

Lithium has a high demand in recent years due to its numerous applications. But its potential for new applications namely in lithium batteries implied a debate around the issue of current world supply of concentrates and the ability of producers to answer to the demand that results from the emerging market of the electric car.

Lithium is produced from one of two sources. Economic concentrates in surface and subsurface brines and in hydrothermal veins or pegmatite rocks with lithium minerals.

Portugal has reserves of lithium minerals. These minerals usually occur within pegmatitic fields frequently associated with tin ores. However the production of stone lithiniferous materials has as the main target the ceramic industry. In recent years, research has been carried out in order to concentrate lithium minerals, particularly spodumene and /or petalite, from pegmatites in order to obtain concentrations of those minerals and an increase of Li_2O grades.

The aim of this work is to obtain amblygonite concentrates from Argemela ore. The methodology was based on flotation. The treatment by flotation, mainly aimed producing a concentrate of high quality of amblygonite. The tests helped confirm that the sludge influence the flotation decreasing the content of the concentrate and recovery. Found that the particles $>300\mu\text{m}$ do not fluctuate, and the presence of material with diameter smaller than $200\mu\text{m}$ ($<75\mu\text{m}$) negatively influences the flotation process, decreasing the selectivity and, consequently, the content of the concentrate and recovery.

Tests performed on material with a weight content of 1% showed that the flotation of material that has been conditioned with less concentrated reagent allowed getting richer having been obtained with a concentration level of 3.8%.

In the final phase of the work was carried out a test of adjustment of mathematical models to describe the flotation kinetic to the obtained results, in order to interpret these results for better understand these phenomena and in that sense, measure the variation of technical parameters on process performance.

Agradecimentos

Quero agradecer aos meus pais por todo o apoio dado, e cabelos brancos ganhos ao longo destes anos de estudante, que agora se aproximam do fim. Sem esse apoio tudo teria sido muito mais complicado e muito provavelmente não chegaria onde me encontro hoje.

Agradeço ao Professor Mário Machado Leite pela sugestão do tema, orientação, acompanhamento e apoio em todas as fases do trabalho; pela disponibilidade sempre manifestada para esclarecimento de dúvidas no decurso do trabalho, bem como por todo o tempo “pós-laboral” disponibilizado e utilizado no apoio da realização deste trabalho.

À Engenheira Manuela Amarante pelo sua co-orientação, apoio e conselhos, bem como pelo esclarecimento de dúvidas que surgiram ao longo do trabalho; pela ajuda técnica na realização dos ensaios.

Ao LNEG pelo apoio Institucional e Laboratorial indispensáveis para a realização dos trabalhos.

À Engenheira A. Botelho de Sousa pelo seu apoio e conselhos no decurso do trabalho laboratorial.

Ao Doutor Luis Jaques da BERALT pelo apoio dado para a obtenção das amostras para o estudo.

Ao Senhor Mário pelo indispensável apoio para a obtenção das amostras de estudo colhidas na Argemela.

À BERALT pela cedência das primeiras amostras da Argemela bem como dos dados analíticos a elas relativos e mapas da Argemela.

Aos meus amigos, que me apoiaram de diversas formas e que apesar dos vários convites ficaram privados da minha companhia em diversas ocasiões, por serem compreensivos com a necessidade da minha ausência e muitas vezes mesmo sabendo de antemão que não poderia estar presente não deixaram de demonstrar vontade de que estivesse presente.

Índice

LISTA DE FIGURAS	3
LISTA DE QUADROS	6
I. Introdução	7
1.1 Introdução	7
1.2 Objectivos.....	15
II Minerais de Lítio	16
2.1 Generalidades	16
2.2 Ambligonite.....	16
III- Tratamento de minérios de Lítio.....	19
3.1- Generalidades.....	19
3.2- Princípios da Flutuação.....	20
PARTE I	24
IV- A Jazida da Argemela.....	24
4.1 Introdução	24
4.2 Geologia.....	27
4.3 Mineralogia.....	27
V- Material, Métodos e Resultados	29
5.1- Amostras	29
5.1.1 Amostras disponibilizadas pela BERALT	29
5.1.2 Amostras realizadas.....	29
5.2 Selecção das amostras para testes de tratamento	32
5.2.1 Amostras disponibilizadas pela BERALT (Amostra A e Amostra B).....	32
5.2.2- Amostra C+D 1%	33
5.2.3- Amostra C+D 0,7%	33
5.3 Processamento e resultados das amostras BERALT.....	33
5.3.1. Amostra A.....	33
5.3.1.1 Processamento	34

5.3.1.2 Ensaios	35
5.3.2- Amostra B	40
5.3.3. Apreciação de resultados dos quatro primeiros ensaios	40
5.4 Processamento e resultados das amostras colhidas em canal	42
5.4.1 Amostra C+D a 1%Li	43
5.4.1.1 Processamento	43
5.4.1.2 Ensaios	44
5.4.2 Amostra C+D a 0,75%Li	49
5.4.2.1. Processamento	49
5.4.2.2. Ensaios	49
5.4.3. Apreciação de resultados obtidos nos ensaios 6,7,8,9,10 e 11	61
VI Apreciação Global dos resultados	63
VII - Ensaio Líquidos densos	65
VIII - Ensaio Mesa Mozley	68
CONCLUSÃO	69
IX - Modelação cinética da flutuação	71
9.1 Modelação cinética da flutuação	71
Introdução	71
Modelos de Flutuação	74
Modelo Fenomenológico	76
9.2 - Estudo cinético (aplicação dos modelos)	79
F&S “Fast and Slow Model”	79
Análise dos parâmetros otimizados - conclusões	84
MODELO FENOMENOLÓGICO – Combinatória de cinéticas de 1ª ordem	85
Modelação com arrastamento e com flutuação imprópria	86
Resumo da modelação	97
Conclusões	100

LISTA DE FIGURAS

Figura 1- Produção de Li contido em minerais e salmouras, 2000 a 2008.

Figura 2- Consumo de Lítio por aplicação, até 2020

Figura 3a- Localização da concessão da Argemela

Figura 3b - Localização dos trabalhos de prospecção realizados na Argemela. São também assinalados os locais onde foram realizadas as amostras para este estudo. Circulo-amostra de ambligonite – Amostra C; Estrela-amostra em canal – Amostra D; (Mapa cedido pela Solitz BERALT)

Figura 4- Cristais de ambligonite ao microscópio em luz transmitida e nicóis cruzados.

Figura 5- Local da amostra em canal. A vermelho assinaladas as estruturas mineralizadas e a azul o canal.

Figura 6- Diagrama de teores Li-Sn das amostras disponibilizadas pela BERALT

Figura 7- Diagrama de Processamento da amostra A

Figura 8- Descritivo da Amostra A1S

Figura 9- Descritivo da Amostra A2

Figura 10- Descritivo da Amostra A3.

Figura 11- Descritivo da Amostra A4

Figura 12- Teores relativos aos quatros ensaios realizados com a amostra A

Figura 13- Descritivo da Amostra C+D

Figura 14- Descritivo do Ensaio 6

Figura 15- Gráfico Teor -Tempo e Recuperação –Tempo relativo ao ensaio 6

Figura 16- Gráfico teor versus recuperação relativo ao ensaio 6.

Figura 17- Descritivo Ensaio 7

Figura 18- Gráfico Recuperação e Teor (ambligonite) vs. Tempo de flutuação relativo ao ensaio 7

Figura 19- Gráfico teor em ambligonite (%) versus recuperação cumulada (%) relativo ao ensaio 7.

Figura 20 - Descritivo da amostra C+D a 0,75%Li

Figura 21 - Descritivo do Ensaio 8

Figura 22 - Gráfico Recuperação e Teor (ambligonite) vs. Tempo de flutuação relativo ao ensaio 8

Figura 23- Gráfico Recuperação vs. Teor relativo ao ensaio 8

Figura 24 - Descritivo do Ensaio 9

Figura 25 - Gráfico Recuperação e Teor (ambligonite) vs. Tempo de flutuação relativo ao ensaio 9

Figura 26 - Gráfico Recuperação vs. Teor relativo ao ensaio 9

Figura 27 - Descritivo do Ensaio 10

Figura 28- Gráfico Recuperação e Teor (ambligonite) vs. Tempo de flutuação relativo ao ensaio 10

Figura 29- Gráfico Recuperação vs Teor relativo ao ensaio 10

Figura 30 - Descritivo do Ensaio 11

Figura 31 - Gráfico Recuperação e Teor (ambligonite) vs. Tempo de flutuação relativo ao ensaio 11

Figura 32 - Gráfico Recuperação vs Teor relativo ao ensaio 11

Figura 33 - Curvas Mayer nos ensaios realizados sobre as amostras C+D

Figura 34 - Gráfico de dados relativos ao quadro resumo

Figura 35a - Descritivo ensaio meios densos 10/2

Figura 35b - Descritivo ensaio meios densos 5/2

Figura 36a - Diagrama de tratamento proposto para o minério da Argemela com Separação em Meios Densos

Figura 36b - Diagrama de tratamento proposto para o minério da Argemela sem Separação em Meios Densos

Figura 37 - Diagrama Recuperação vs Tempo para o Ensaio 6. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Figura 38- Diagrama Recuperação vs Tempo para o Ensaio 7. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Figura 39- Diagrama Recuperação vs Tempo para o Ensaio 10. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Figura 40 - Diagrama Recuperação vs Tempo para o Ensaio 11. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Figura 41 - Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por modelação por arrastamento do ensaio 6.

Figura 42 - Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por flutuação imprópria do ensaio 6

Figura 43 - Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por modelação por arrastamento do ensaio 7.

LISTA DE QUADROS

Quadro I- Produção mundial e recursos de lítio em toneladas

Quadro II- Amostras disponibilizadas pela BERALT

Quadro III- Síntese dos resultados dos quatros ensaios realizados sobre a amostra A.

Quadro IV- Resultados do Ensaio 6

Quadro V- Resultados do Ensaio 7

Quadro VI - Resultados do Ensaio 8

Quadro VII - Resultados do Ensaio 9

Quadro VIII - Resultados do Ensaio 10

Quadro IX - Resultados do ensaio 11

Quadro X - Síntese dos resultados dos quatros ensaios realizados sobre as amostras C+D

Quadro XI - Dados de procedimento dos onze ensaios realizados

Quadro XII - Resumo dos parâmetros K_f , K_s , e F_f .

I. Introdução

1.1 Introdução

A presente Tese foi desenvolvida com o objectivo de o seu autor se candidatar ao grau académico conferido pelo Mestrado em Engenharia de Minas e Geoambiente do Departamento de Minas da Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto. O trabalho pretende dar um contributo para o conhecimento sobre o tratamento de minérios de lítio e em particular de ambligonite.

O nome lítio vem da palavra grega lithos. O lítio foi descoberto e definido pela primeira vez por J. A. Arfvedson, em 1817, quando fez a análise de um mineral que encontrou. Este mineral, petalite ($\text{LiAl}(\text{Si}_2\text{O}_5)_2$), já tinha sido estudado pelo brasileiro José Bonifácio de Andrada e Silva em 1800. Arfvedson nunca foi capaz de isolar completamente o lítio, o que só aconteceu em 1855 por W.T. Brande. Foi comercialmente produzido pela primeira vez em 1923, pela Metallgesellschaft AG.

O lítio é um elemento raro por causa de sua forte dispersão na crosta terrestre. Tem cerca de metade da densidade da água, um número atómico 3 e um peso atómico de 6,9. É o mais leve de todos os elementos sólidos e o primeiro elemento da coluna de metais alcalinos na tabela periódica. Apresenta cor branca prateada e é macio ao tacto. O lítio metal reage imediatamente com o ar para formar o óxido e com a água formando o hidróxido. Como tal, nunca ocorre como um elemento puro, mas sim na forma de minerais estáveis ou sais.

O lítio tem tido uma procura elevada nos últimos anos, devido às suas inúmeras aplicações (Velho, 2005). É usado como metal composto e directamente como mineral. A leveza do elemento, pequeno raio iónico, energia de ionização baixa (electropositividade alta), baixo ponto de fusão e outras propriedades são exploradas numa variedade de aplicações. O seu carácter fortemente iónico tem importante aplicação em baterias regulares e recarregáveis.

O carbonato de lítio é um produto usado na produção de electrólito de alta eficiência. Na indústria metalúrgica o lítio adicionado ao alumínio cria uma liga leve e forte.

O isótopo ${}^6\text{Li}$ actua como combustível para os reactores de fusão, dado que o trítio necessário à reacção é produzido a partir da transformação ${}^6\text{Li}$ em trítio e hélio (www.if.ufrj.br/teaching/fusao/cap1.html), cuja primeira realização foi a bomba de hidrogénio. O alto calor específico e o baixo ponto de fusão tornam o lítio líquido como o melhor meio de transferência de calor (refrigeração) para um reactor de fusão.

O lítio melhora a durabilidade dos refractários submetidos a ciclos de aquecimento e arrefecimento rápidos. Na indústria cerâmica a petalite é usada para produzir produtos cerâmicos com baixa expansão térmica. A petalite e/ou espodumena são aditivos essenciais em cerâmicas com resistência ao choque térmico.

No fabrico do vidro a petalite e a espodumena melhoram as condições de fusão, com economia de energia nos fornos e aumento de capacidade da fábrica (temperaturas mais baixas e optimização do ciclo térmico), reduzem a poluição do ar e produzem produtos de vidro mais resistentes. Porém, o potencial de utilização do lítio em novas aplicações, nomeadamente em baterias, tem vindo a acender o debate em torno do problema da oferta mundial actual de concentrados e a capacidade dos produtores para responder à esperada procura que resultará do emergente mercado do carro eléctrico. Este ponto é visto como fundamental para consolidar a bateria de lítio como a escolha preferida para os fabricantes de automóveis eléctricos.

Em Janeiro de 2009, no Chile, realizou-se a “Lithium Conference” que constituiu o primeiro encontro dos principais fornecedores e consumidores, actuais e futuros. O evento resultou de uma crescente procura de informações transparentes sobre o mercado de lítio. A conferência contou com a participação de representantes das principais empresas construtoras de automóveis.

As baterias NiMH são, actualmente, a principal alternativa para as baterias de lítio para fontes de energia portáteis, incluindo o uso em alguns veículos eléctricos e dão uma vantagem de custo em algumas aplicações. No entanto, devido à maior potência das baterias de lítio, estas são mais baratas quando se tem em conta o tamanho do veículo e a previsão de nova queda no preço quando o volume de produção aumentar, em relação à das baterias NiMH.

As principais conclusões da conferência foram: (i) a bateria de lítio é superior à de hidreto de níquel-metal (NiMH) e outras alternativas em termos de desempenho, durabilidade e custo, pelo que os futuros carros eléctricos vão certamente optar por algum tipo de bateria de lítio devido a uma série de vantagens destas sobre as NiMH e outras alternativas; (ii) há reservas geológicas actuais de lítio suficientes para atender à procura mundial futura.

No entanto, embora pareça haver poucas dúvidas de que existem os recursos de lítio disponíveis para atender à procura mundial, a capacidade da indústria para expandir a produção para atender a essa procura, continua sob questão.

O lítio é produzido a partir de uma de duas fontes: 1- concentrações económicas em salmouras de superfície e subsuperfície; 2- em rochas pegmatíticas com minerais de lítio.

A produção de lítio a partir de salmouras é uma indústria altamente consolidada, com apenas quatro produtores importantes que operam no Chile, Argentina, E.U.A. e China. A *Sociedad Minera y Química* (SQM) – Chile - contribuiu em 2007 com cerca de um terço do total mundial de equivalente de carbonato de lítio (LCE).

Para a produção a partir de rochas, os minerais ricos em lítio são a espodumena, petalite, lepidolite, montebrasite-ambligonite e eucryptite. A ocorrência destes minerais em concentrações economicamente significativas

está geralmente limitada a pegmatitos. Os pegmatitos litiníferos são extraídos a céu aberto e em minas subterrâneas, sendo os maiores produtores a Austrália, China, Zimbabwe e Canadá. A maior fonte mundial de produção mineral é a

mina de Greenbushes na Austrália Ocidental, pertencente à Talison Minerals, e em 2008 foi responsável por 70% da produção mundial de lítio mineral.

Na figura 1 estão representadas as produções mundiais de lítio de cada uma das duas fontes atrás referidas.

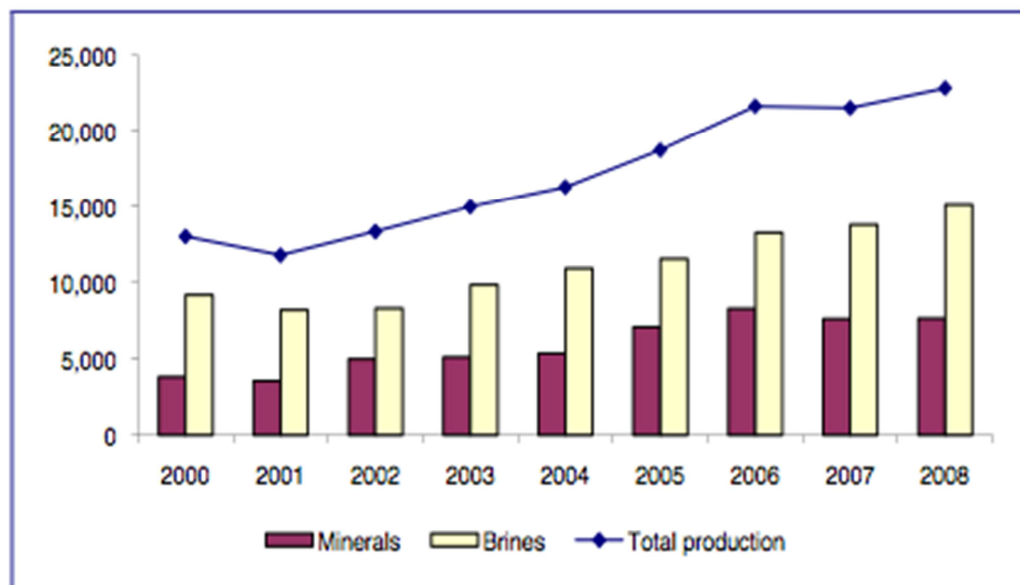


Figura 1- Produção de Li contido em minerais e salmouras, 2000 a 2008. (Fonte: Roskill Information Services Ltd).

No que diz respeito à oferta de recursos de Li, Tahil (2006), no seu trabalho “The trouble with Lithium” afirma que o lítio e baterias de lítio não irão evoluir como a principal fonte de energia para o mercado de carros eléctricos devido à escassez da oferta global de lítio. Este autor traça um paralelo com o fenómeno do “pico do petróleo”. Este trabalho é directamente abordado por Evans (2009) que refuta os argumentos de Tahil na sua totalidade e baseia-se para tal nos dados publicados pelas empresas de lítio FCM e Chemetall. A FCM cita um valor de cerca de 41 milhões de toneladas de equivalente de carbonato de lítio

(LCE) em reservas activas, o suficiente para responder a uma previsão de procura mundial de 309.000 toneladas para 2020 (Figura 2).

No Quadro I apresentam-se alguns números relativos à produção em 2004 e 2005 e às reservas de lítio em 2006 (USGS, 2009). Segundo a mesma fonte os

recursos identificados em lítio dos EUA são 760.000 toneladas e mais de 13 Mt nos outros países. Portugal tem figurado sistematicamente, ao longo dos anos mais recentes, nas estatísticas publicadas pelo USGS, variando a sua posição entre o oitavo e o décimo lugar, no entanto nunca é referido o valor das reservas geológicas e a produção indicada corresponde integralmente à comercialização de minérios de lítio para fundentes feldspáticos para a indústria cerâmica.

Em 2007, a procura total de salmouras e sais minerais de lítio foi de 93.000 toneladas de lítio equivalente de carbonato (LCE). O mercado tem vindo a assistir a um crescimento sem precedentes desde 2004, impulsionado principalmente pelo mercado primário e secundário da bateria de lítio, desde 2004. Também houve crescimento significativo na procura nos últimos anos no mercado do vidro/cerâmica, particularmente na China.

Quadro I - Produção mundial e recursos de lítio em toneladas

	Produção			Recursos
	2005 ^e	2009		
EUA	sem dados	sem dados		38.000
Argentina ^e	2.000	2.200		800.000
Australia ^e	4.000	4.400		580.000
Brasil	240	110		190.000
Canada	700	480		180.000
Chile	8.000	7.400		7.500.000
China	2.700	2.300		540.000
Portugal	320	490		ND
Russia	2.200	ND		ND
Zimbabwe	240	350		23.000
Total no Mundo	20.400	18.000		9.900.000
			^e estimada	

Um forte crescimento está previsto a curto e médio prazo impulsionado, principalmente, pela procura do mercado das baterias de lítio. Haverá um significativo aumento de mercado se as baterias de lítio forem usadas em veículos eléctricos e veículos eléctricos híbridos. Assistiu-se a um incentivo, no

início de 2008, quando o CEO da General Motors afirmou que o futuro do automóvel estava nos motores eléctricos.

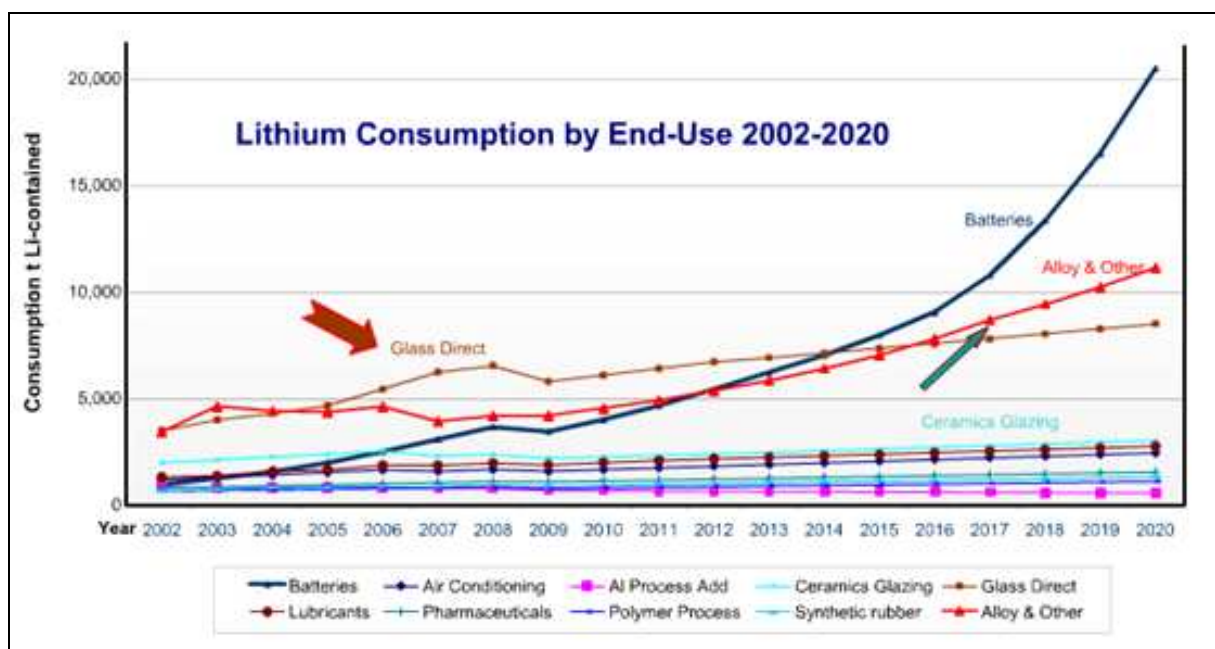


Figura 2 - Consumo de Lítio por aplicação, até 2020. (Fonte TRU Group, 2009).

Em Portugal os minerais de lítio ocorrem em geral:

1- Em campos aplitopegmatíticos caracterizados pela ocorrência de filões predominantemente encaixados em rochas metassedimentares pertencentes à Zona Galiza-Trás-os-Montes e à Zona Centro-Ibérica. Os metassedimentos são micaxistos e quartzofilitos do Paleozóico inferior que estão quase sempre muito deformados e que evidenciam, por isso, os efeitos de várias fases de deformação varisca ou metassedimentos do “Complexo Xisto-Grauváquico” (Lima, 2000; Lima et al. 2004).

Os filões aplitopegmatíticos podem ser subdivididos em vários tipos:

- (i) filões de maior possança, heterogéneos mineralizados em espodumena;
- (ii) filões que contêm fraca mineralização em cassiterite (<3 kg/t) e que em geral têm petalite e /ou lepidolite.

Os filões dos tipos (i) e (ii) são pegmatitos com elementos raros, da família LCT (Li, Cs, Ta) do tipo complexo, subtipo espodumena e subtipo petalite. Nestes filões a amblygonite está ausente ou é rara. Os primeiros ocorrem principalmente nos campos pegmatíticos do Barroso e Arga e os segundos no Barroso, Alvarrões e Almendra (Charoy & Noronha, 1999, Bobos et al. 2004).

2- Em filões de quartzo hidrotermais, em geral associados a minérios de Sn em que a mineralização de lítio ocorre sob a forma de fosfatos, nomeadamente a amblygonite como por exemplo na Argemela.

Os aplitopegmatitos até aos anos 80 só foram explorados para estanho. Actualmente são explorados para materiais feldspáticos com lítio para a indústria cerâmica.

No que se refere à aplicação dos minerais presentes nos campos aplitopegmatíticos portugueses, quer como minerais industriais, quer como rocha industrial, têm vindo a ser desenvolvidos vários trabalhos a nível internacional e nacional. Merecem particular destaque os trabalhos de prospecção, reconhecimento com sondagens e tratamento de minérios das ocorrências de espodumena no Barroso, realizados durante a década de 90 pelo Instituto Geológico e Mineiro em parceria com as Universidades do Porto e Aveiro (Lima et al., 2004).

Trabalhos de prospecção recentes incidiram sobre a estrutura geológica da Argemela para determinar o seu potencial valor como jazigo de Sn - Li com considerável tonelagem e em que a fase litífera principal é a amblygonite (Inverno et al. 2009).

Como, até ao momento, os minerais fosfatados de Li ainda não tinham sido alvo de quaisquer estudos de beneficiação em Portugal, considerou-se que o interesse recente de algumas companhias mineiras pelo Jazigo da Argemela seria uma oportunidade para realizar essa investigação.

Aceitando-se este desafio, tornava-se relevante estudar qual o método de separação a utilizar para promover a concentração da ambligonite.

Dado tratar-se de um fosfato, o método de concentração de minérios escolhido para obtenção de tais concentrados de ambligonite foi a Flutuação por Espumas. Este processo é o mais importante e versátil método de concentração de minérios e o seu uso está continuamente a crescer, sendo o responsável pelo tratamento de grandes tonelagens em todo o mundo e com aplicações crescentes em novas áreas. A Flutuação por Espumas é um processo de separação selectivo que pode ser usado para promover separações de minérios complexos. Inicialmente desenvolvida para o tratamento de sulfuretos de cobre, chumbo e zinco, o campo de aplicação da flutuação alargou-se para o níquel, sulfuretos com ouro e óxidos, como a hematite, minerais carbonatados, tais como a malaquite, e não metálicos como a fluorite, fosfatos e carvão.

A patente de Sulman, Picard e Ballot de Novembro de 1905 pode ser considerada o primeiro processo de Flutuação por Espumas. Em 1910, Theodore J. Hoover patenteou um dispositivo de flutuação em que as bolhas de ar eram geradas com o auxílio de uma hélice ou agitador dando-se assim o início da Flutuação em Espumas como operação unitária. Em 1911, James M. Hyde patenteou um circuito de flutuação onde combina, em operações separadas, o desengrossamento e o apuramento. É porém discutível determinar qual dos dois processos, o de Hoover ou o de Hyde, representa o início da tecnologia (Crabtree & Vincent, 1962).

A Flutuação em Espumas surgiu com a intenção de melhorar o processo de flutuação fílmica e métodos de adesão a óleos, aumentando o seu campo de aplicação para mais minerais e com melhores recuperações.

1.2 Objectivos

A possibilidade de em futuro próximo a Indústria Portuguesa encarar a produção de compostos de lítio e lítio metal, ou exportar matéria-prima para esses mercados, tendo por base os recursos litiníferos identificados em Portugal, impõe, necessariamente que esses recursos sejam beneficiados previamente, através da produção de concentrados de minerais de lítio que elevem o teor neste elemento.

Nesta perspectiva, o objectivo principal deste trabalho foi estudar a viabilidade técnica da aplicação da Flutuação em Espumas para a concentração da ambligonite da Jazida da Argemela.

Este objectivo principal foi procurado–através do cumprimento faseado de um conjunto de objectivos parcelares, dos quais se destacam os seguintes distribuídos por duas partes:

Numa primeira parte (Parte I)

1. Estudo mineralógico do minério;
2. Realização de ensaios em bancada para optimização do processo de flutuação, incluindo ensaios cinéticos;
3. Proposta de alternativas para um Diagrama Qualitativo para o processamento do minério

Na segunda parte (Parte II)

4. Ajustamento de dados de cinéticos obtidos a modelos matemáticos que simulam o processo, tendo em vista descrever e interpretar o comportamento do minérios face ao processo e variantes ensaiadas.

II Minerais de Lítio

2.1 Generalidades

Os minerais de lítio são poucos. Apenas são conhecidos treze, alguns dos quais de grande importância comercial.

- Espodumena $\text{LiAl}(\text{SiO}_3)_2$ com 3,73 % de Li.
- Ambligonite, $\text{LiAl}(\text{F}, \text{OH})\text{PO}_4$, com 3,44 % de Li.
- Lepidolite, mica de lítio. Tem uma composição complexa, $\text{KLiAl}(\text{OH}, \text{F})_2\text{Al}(\text{SiO}_4)_3$, ou $\text{K}_2\text{Li}_4\text{Al}_2\text{F}_4\text{Si}_8\text{O}_{22}$ e possui 3,58 % de Li.
- Zinnwaldite, mica de lítio e ferro. Também tem uma composição química complexa, $\text{Li}_2\text{K}_2\text{Fe}_2\text{Al}_4\text{Si}_7\text{O}_{24}$ com 2 a 3,5% de Li.
- Petalite, $\text{LiAl}(\text{Si}_2\text{O}_5)_2$, com 2 a 4 % de Li.
- Trifilite, $\text{Li}(\text{Fe}, \text{Mn})\text{PO}_4$, com 4,4 % de Li.
- Lithiophilite, $\text{Li}(\text{Mn}, \text{Fe})\text{PO}_4$, com 4,43 % de Li.

Destes, a lepidolite é o que tem ocorrência mais generalizada. Contudo, é menos preferida que a espodumena e a ambligonite. A espodumena tornou-se a principal fonte comercial de lítio devido à possibilidade do seu fornecimento regular e, comparativamente, ser o mineral que possui maior teor em Li_2O . A petalite também é encontrada em grandes quantidades, mas a sua percentagem em Li_2O é semelhante à da lepidolite. Os outros têm uma ocorrência mais restrita.

2.2 Ambligonite

A ambligonite é um fluorofosfatado $(\text{Li}, \text{Na})\text{AlPO}_4(\text{F}, \text{OH})$, composto de lítio, sódio, alumínio, fósforo, flúor e hidróxido. É um mineral relativamente comum mas facilmente confundido com a albite e outros feldspatos. O aspecto geral da

ambligonite assemelha-se a estes dois minerais, especialmente à albite, mas pode ser diferenciada pela sua densidade e pela sua clivagem. A ambligonite forma uma série com a montebrasite, que é o membro de baixo teor em flúor. A ambligonite ocorre quer em pegmatitos graníticos quer em filões de estanho e em greisens.

A ambligonite tem uma estrutura bastante compacta, o que lhe confere uma densidade mais elevada. É claro que uma densidade de cerca de 3,05 não é considerada muito alta no reino mineral. Contudo a observação da sua fórmula mostra que é composta por sódio, lítio, alumínio, hidrogénio, flúor, oxigénio e fósforo e nenhum desses elementos é pesado pelo que seria de esperar que um mineral constituído por esses elementos tivesse uma densidade inferior a 3. O quartzo e a albite têm menor densidade que ambligonite.

A ambligonite foi descoberta pela primeira vez no Reino Unido por August Breithaupt em 1817. O nome deriva do grego “amblus”, aresta, e “gouia”, ângulo, por causa do ângulo obtuso entre as clivagens. Jazigos de ambligonite acabaram também por ser encontrados na Austrália, Brasil, França, Alemanha, Noruega, Espanha e Estados Unidos.

Na química da ambligonite, o lítio e o sódio substituem-se um pelo outro, mas há uma maior percentagem de lítio que de sódio. Um mineral com a mesma estrutura e química da ambligonite mas com mais sódio do que o lítio, havendo também a substituição entre o hidróxido e o flúor, é designado por natrambligonite. A ambligonite constitui uma série de soluções sólidas com o montebrasite mineral geralmente associado e que difere da ambligonite por ser mais rico em hidróxido em vez de flúor. As estruturas dos dois minerais são idênticas e não há diferenças perceptíveis nas suas propriedades físicas. Na verdade, muitos espécimes rotulados de ambligonite são de facto montebrasite.

A ambligonite, montebrasite, natrambligonite, natromontebrasite, e um mineral chamado tavorite pertencem a um grupo de minerais chamados “Grupo da Ambligonite”. Os membros do Grupo da ambligonite são triclinicos e têm a fórmula geral da $ABPO_4$ (F, OH). O ião A pode ser lítio e / ou sódio e o ião B pode ser alumínio ou ferro. A ambligonite tem uma cor que é geralmente branca ou creme, podendo também ser incolor ou amarelo-pálido, verde, azul,

beige, cinza ou rosa. O brilho é vítreo a gorduroso e nacarado nas superfícies de clivagem. Os cristais são translúcidos e menos comumente transparentes. O hábito dos cristais pode ser prismático curto, ou tabular, mas mais geralmente ocorre em massas anédricas e em grãos compactos. A maclagem forma cristais achatados e alongados. A clivagem dá-se em quatro direcções, todas com diferente qualidade mas com uma direcção de clivagem perfeita, duas direcções de clivagem boa e apenas uma distinta. Todos os ângulos de clivagem são não rectos. A fractura é irregular a concoidal. A dureza é 5,5-6,0 e a densidade de 2,98-3,11 (ligeiramente acima da média) e a risca branca.

III- Tratamento de minérios de Lítio

3.1- Generalidades

A indústria transformadora necessita de ser alimentada com os metais em elevado estado de pureza, de modo que os minérios metálicos têm de ser muito trabalhados para se atingir este objectivo. Em primeiro lugar tem de se proceder à concentração dos minérios, obtendo um produto suficientemente enriquecido para aguentar os custos dos processos metalúrgicos subsequentes que, envolvendo fusões, dissoluções e precipitações selectivas, etc., vão permitir obter o metal no estado de pureza desejado.

Em Portugal, nos últimos anos, tem sido efectuada investigação no sentido de proceder a uma beneficiação dos minérios provenientes de pegmatitos com minerais litiníferos, nomeadamente com espodumena e/ou petalite, no sentido de se obterem concentrados daqueles minerais e consequentemente um aumento dos teores em Li_2O (Amarante et al. 1999, Lima et al. 2004).

Foram realizados estudos de minérios provenientes da região da serra do Barroso e mais concretamente de beneficiação de minérios com espodumena e petalite. No caso da espodumena, do ponto de vista de tratamento e beneficiação de minérios, os estudos levaram a concluir que é tecnicamente viável obter concentrados de espodumena utilizando Flutuação por Espumas, atingindo classes de elevada qualidade e sob controlo tecnológico eficaz, transponível para a prática industrial. De facto, nos ensaios efectuados, desde que partindo de teores de alimentação superiores a 2% de Li_2O , foi possível obter por flutuação, concentrados de teor superior a 6% de Li_2O ("high grade spodumene"). Com a separação gravítica em Líquidos Densos foi possível obter concentrados com aproximadamente 5% de Li_2O ("glass grade spodumene"). (Amarante et al. 1999).

Relativamente à obtenção de concentrados de petalite, a Flutuação por Espumas não se revelou suficientemente selectiva para justificar a sua utilização industrial. A Separação Magnética só se justifica nos calibres 600 a

75µm. De facto, a calibres superiores a 600µm, a libertação dos minerais presentes é insuficiente e a calibres inferiores a 75µm o próprio processo físico de Separação Magnética tem dificuldades de realização. A Separação Magnética permitiu obter um produto com um teor em Ferro entre 0,12 e 0,13% Fe_2O_3 , que corresponde a uma ligeira diminuição em relação à alimentação. O teor em lítio varia entre 1,6% e 2,2% Li_2O (0,74% e 1,02 %Li), o que corresponde a um “HLF – high lithium feldspar” (Lima et al. 2004).

3.2- Princípios da Flutuação

A Flutuação é um processo de separação físico-químico que utiliza as diferenças nas propriedades superficiais das substâncias úteis a separar e os minerais das gangas indesejáveis.

A teoria da Flutuação é complexa e apesar de muito estudada por vários autores, continua a ser alvo de investigação científica no sentido de esclarecer os processos complexos que actuam nas interfaces entre três fases, líquida - sólida - gás (de Bruyn & Agar, 1962). O processo de separação em que o material é recuperado por Flutuação da polpa compreende vários mecanismos fundamentais:

- 1- Choque das partículas com as bolhas de ar na zona de agitação da célula;
- 2- Ligação física selectiva entre partículas e as bolhas de ar, referida como agregação (Flutuação verdadeira)
- 3- Transporte das bolhas carregadas até à superfície, onde formam um leito de espuma;
- 4- Arrastamento pela água de partículas em suspensão e sua incorporação no filme líquido que constitui as paredes das bolhas na espuma (Flutuação falsa);
- 5- Drenagem descendente das partículas arrastadas que retornam à zona da polpa em agitação.

A ligação das substâncias úteis às bolhas de ar é o mecanismo mais importante e o responsável pela recuperação dos minerais que se pretendem flutuar. A Flutuação utiliza as diferenças nas propriedades superficiais das partículas dos vários minerais, as quais se podem alterar, reforçando ou inibindo, com a adição de reagentes que possibilitam a ligação das partículas às bolhas de ar que são libertadas no fundo da célula e que serão conduzidas para a superfície. A agitação da polpa fornece a turbulência necessária para promover a colisão entre as partículas e as bolhas de ar, resultando deste processo a ligação das partículas úteis às bolhas de ar, o seu transporte para a fase de espuma e a sua recuperação (Cortez, 1967).

Este processo tem contudo algumas limitações e só pode ser eficientemente aplicado a uma gama restrita de calibres finos pois se as partículas forem demasiado grandes o peso será maior do que a força de adesão entre a partícula e a bolha de ar.

Na concentração por Flutuação o mineral útil é recuperado habitualmente com as espumas, ficando a ganga no afundado – a esta modalidade chama-se Flutuação Directa. Pelo contrário se nas espumas se recuperam os minerais da ganga o processo é de Flutuação Inversa.

As partículas minerais só se podem ligar às bolhas de ar se forem repelentes em relação à água ou hidrófobas. Quando as bolhas de ar atingem a superfície só podem continuar a suportar as partículas minerais se formarem uma espuma estável, pois se rebentarem as partículas minerais afundam-se regressando à polpa em agitação. Para se conseguir estas condições é necessário usar reagentes químicos designados por reagentes de flutuação (Cortez, 1967).

Os minerais sulfuretos e de brilho metálico são hidrófobos, na sua generalidade, razão pela qual a Flutuação por Espumas é o método de concentração específico para esses minerais. A maior parte dos minerais silicatados e óxidos em geral (exibindo brilho vítreo a terroso), no seu estado natural, não são repelentes da água e, por tal motivo, não flutuam naturalmente. Em alguns casos é possível atribuir flutuabilidade artificial a minerais não flutuáveis naturalmente através da utilização de reagentes

específicos adicionados à polpa. Os reagentes mais importantes são os colectores, que adsorvem às superfícies dos minerais tornando-os hidrofóbicos, enquanto os depressores usam-se para inibir a ligação dos minerais às bolhas de ar, controlando o processo de flutuação de acordo com o desejado (por exemplo, na flutuação de um minério de zinco e chumbo, é possível inibir a flutuação da blenda, utilizando um depressor adequado (sulfato de zinco) enquanto se flutua a galena e em seguida activar a blenda para que flutue e possa ser recuperada pela mesma via). Os controladores de pH são igualmente importantes para regulação do processo, porque a adsorção dos colectores é altamente sensível ao pH, enquanto os espumantes ajudam a manter a estabilidade da espuma.

Os reagentes colectores são, em geral, moléculas bipolares constituídas por uma cadeia hidrocarbonatada com um radical iónico, dissociável em meio aquoso. A cadeia hidrocarbonatada tem carácter aerofílico, enquanto o radical dissociável tem características com afinidades específicas e selectivas para os minerais que se pretendem flutuar. Quando um reagente colector é disperso num meio aquoso, o radical dissocia-se, tornando-se iónico (anião, ou catião) e reage com as partículas ligando-se aos minerais para os quais têm afinidade. Deste modo, uma partícula depois de colectada apresenta-se revestida por um filme monomolecular hidrocarbonatado, com características aerofílicas, ficando com flutuabilidade reforçada ou tornando-se flutuável caso não o fosse naturalmente (Cortez, 1967).

Esta reacção ocorre porque a rede iónica é rompida durante as transformações, como nas fragmentações por via húmida, a que as partículas estão sujeitas deixando assim uma superfície carregada. A adsorção iónica ocorre no sentido de minimizar a energia livre na superfície do mineral diminuindo assim o seu potencial eléctrico tornando-se electricamente estável. Os iões quimicamente adsorvidos, iões da espécie mineral, H^+ , OH^- , iões insolúveis dos reagentes, estabelecem a carga da partícula e denominam-se “potencial determininge ions”.

Alguns iões são atraídos electrostaticamente para a superfície da partícula, os “counter ions”, formam o chamado “layer externo” ou “stern” movendo-se com a

superfície mineral mesmo não penetrando nela. Devido às forças de cisalhamento que surgem com o movimento da polpa os iões do “layer externo” desligam-se progressivamente das superfícies do mineral formando-se assim a “diffuse layer”. Nestas condições gera-se de novo uma diferença de potencial entre as duas fases, sólida em movimento e líquida, denominado potencial electro-cinético ou potencial zeta.

Quando ocorre esta separação de cargas entre a superfície do sólido e a solução a ela contígua, este “electrical double layer” é o ambiente químico em que decorrem as reacções de adsorção dos reagentes colectores à superfície das partículas, o qual pode ser manipulado com os reagentes depressores e activadores com o objectivo de controlar a selectividade da flutuação.

PARTE I

IV- A Jazida da Argemela

4.1 Introdução

Trabalhos recentes de prospecção na Concessão da Argemela (Figura 3a) levaram a considerar que na Argemela (Fundão) existe um jazigo de Sn - Li com considerável tonelagem (Inverno et al. 2009).

A mina da Argemela explorou um stockwork de filões de quartzo subverticais com mineralização de Sn (Inverno & Ribeiro, 1980). A partir de três galerias em flanco de encosta (522, 566 e 599m) e a céu aberto (*glory-holes*) foram produzidos concentrados de Sn entre 1947/61.

Três sondagens com mais de 450 m de comprimento realizados pelo Serviço de Fomento Mineiro no fim dos anos 70, juntamente com estudos litogeoquímicos e oito sondagens curtas realizados recentemente pela Sojitz BERALT (Figura 3b) apontam para a continuidade de mineralização dos 650 m até aos 0 m, com um recurso total de mais de 200 milhões toneladas com teores de 0,1% Sn, 0,2% Li e cerca de 0,1% Rb (Inverno et al. 2009).

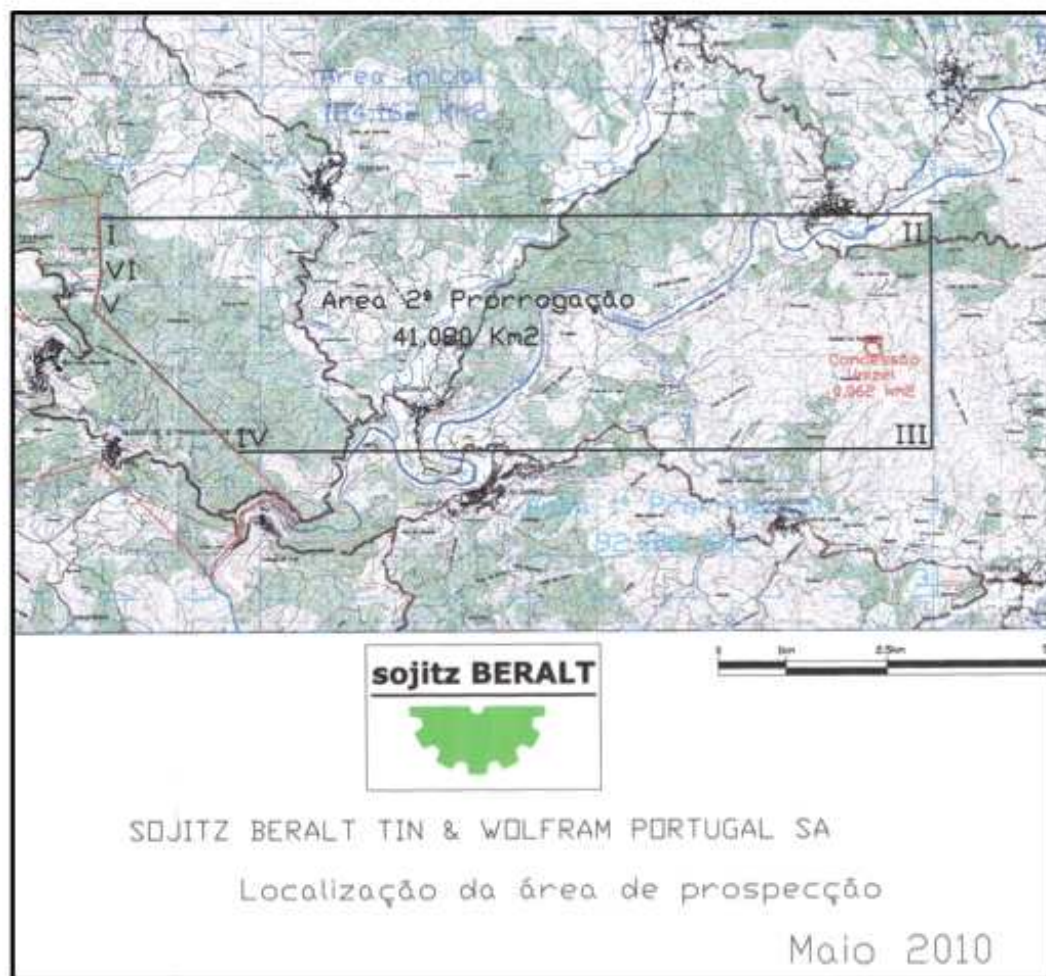


Figura 3a - Localização da concessão da Argemela

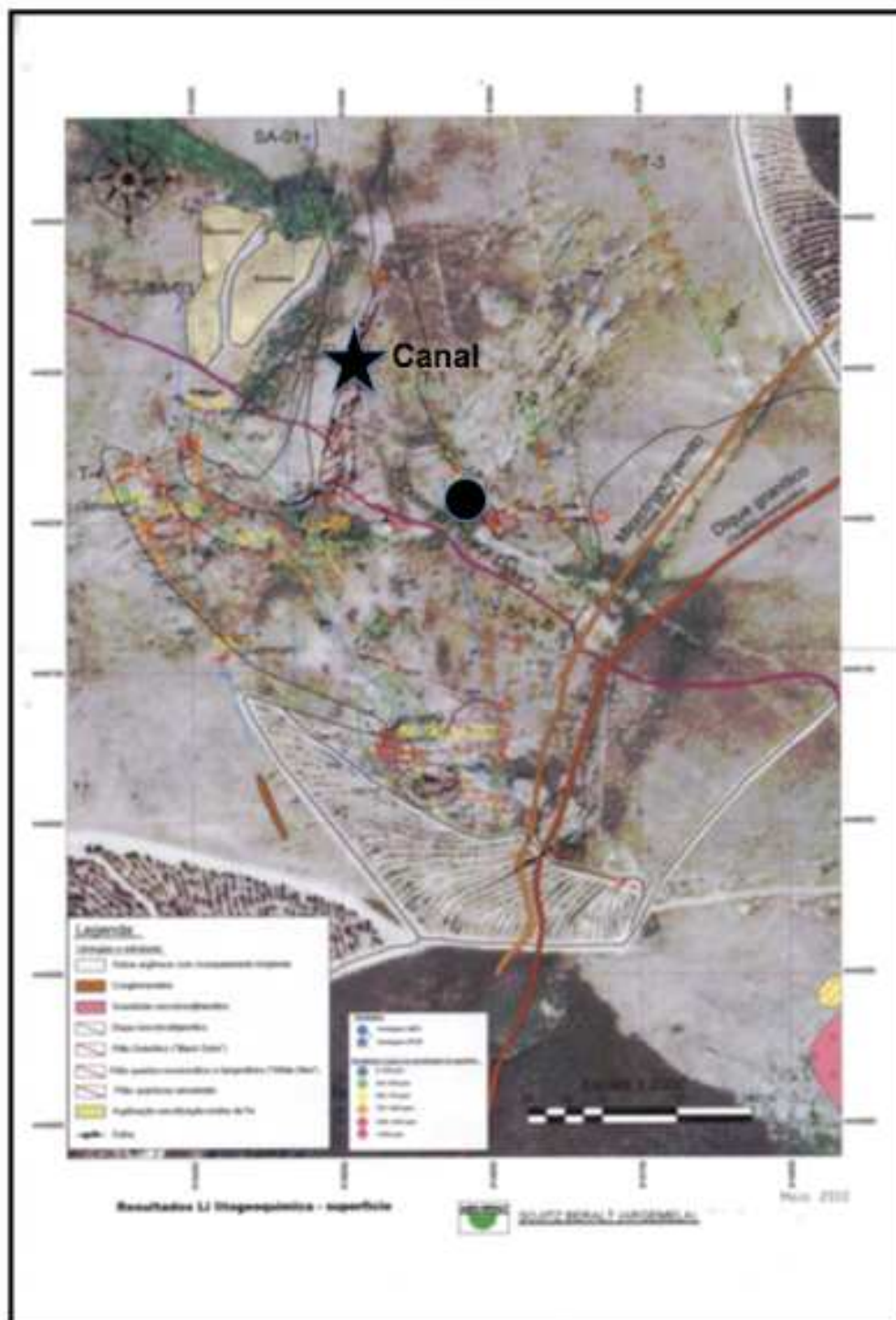


Figura 3b - Localização dos trabalhos de prospecção realizados na Argemela. São também assinalados os locais onde foram realizadas as amostras para este estudo. Circulo - amostra de ambligonite – Amostra C; Estrela - amostra em canal – Amostra D; (Mapa cedido pela Sojitz BERALT)

4.2 Geologia

A jazida da Argemela fica a menos de 500m do “Cabeço da Argemela” que é caracterizado pelo afloramento do microgranito Argemela que no actual nível de exposição é um corpo de pequena dimensão e de forma elíptica que intrui micaxistos com baixo grau de metamorfismo (zona da clorite) do Complexo Xisto-Grauváquico grupo das Beiras. O contacto do maciço com os metassedimentos é brusco. O microgranito é uma rocha extremamente leucocrática com a particularidade de exibir uma textura porfirítica. Possui muitas das características mineralógicas e químicas características de pegmatitos peraluminosos ricos em Li, P e elementos raros. É composto predominantemente de quartzo, albite, mica branca (parcialmente substituída por lepidolite) e um fosfato da série da amblygonite. O feldspato K está ausente ou é raro e a cassiterite, columbite e berilo são os principais acessórios (Charoy & Noronha, 1996).

Os filões de quartzo mineralizados em Sn-Li, encaixados em formações do “Complexo Xisto-Grauváquico - grupo das Beiras”, têm possanças de 5-50 cm, um espaçamento de 1 a 2m e preenchem fracturas de tensão.

4.3 Mineralogia

A amblygonite é a principal fase litífera presente nos filões de quartzo. É o mineral mais precoce e apresenta-se em cristais, em geral bem desenvolvidos maioritariamente centimétricos de cor branca a esverdeada. Na figura 4 apresenta-se uma microfotografia, em nicois cruzados, de cristais de amblygonite. À deposição da amblygonite seguiu-se uma primeira geração de quartzo (QI) também em cristais centimétricos e um outro quartzo (QII) em cristais milimétricos. Nas zonas de contacto amblygonite - quartzo ocorrem a maioria dos minerais posteriores da associação mineral, nomeadamente cassiterite que pode conter pequenas inclusões de columbite-tantalite. Mais tardiamente cristalizaram a mica branca e estanita. De registar que

acessoriamente ocorrem vários sulfuretos, nomeadamente, arsenopirite, molibdenite, esfalerite, estanite, calcopirite, pirite e pirrotite.

A amblygonite é grosseira ($>1\text{cm}$) e é o mineral de lítio mais importante na Argemela.

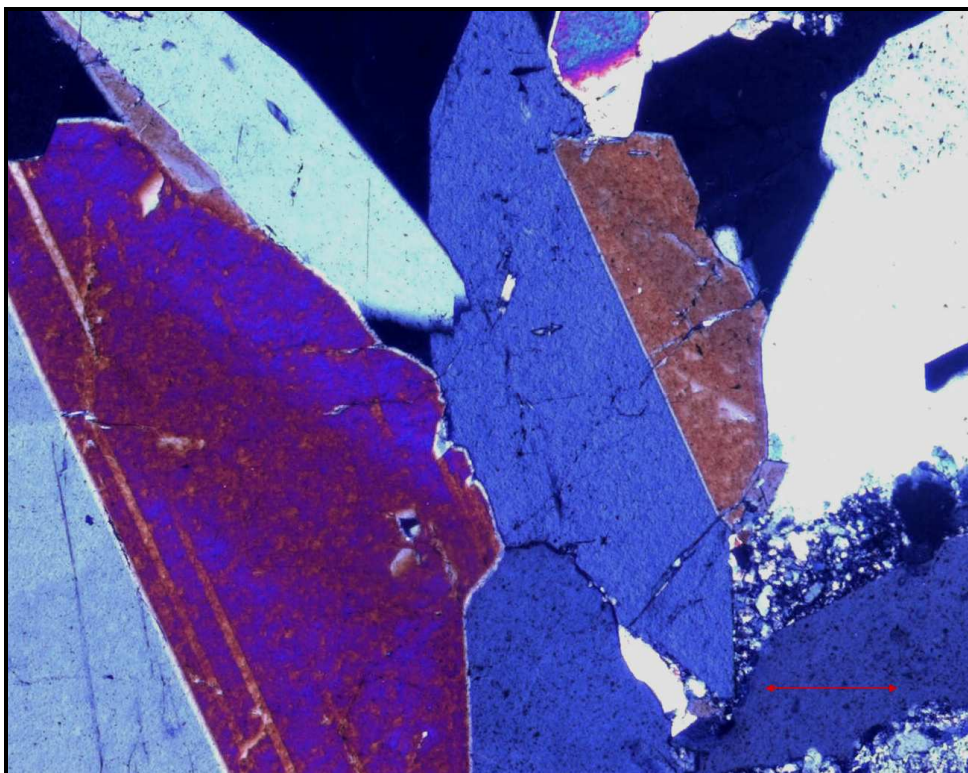


Figura 4 – Cristais de amblygonite ao microscópio em luz transmitida e nicois cruzados. A barra = $200\ \mu\text{m}$

V- Material, Métodos e Resultados

5.1- Amostras

5.1.1 Amostras disponibilizadas pela BERALT

Em Março de 2010 foram gentilmente cedidas pela empresa Solitz BERALT 46 amostras provenientes dos trabalhos de pesquisa e reconhecimento realizados pela empresa na zona da jazida da Argemela. Essas amostras vieram agrupadas em sete sacos (Quadro II). O saco 1 com 7 amostras, o 2 com 6 amostras e o 3 com 6 amostras, nos três casos com referência C-ARG- relativa a amostras em canal. Os sacos numerados de 4 a 7 eram portadores de 7, 7, 7 e 6 amostras respectivamente e todas com referência ARG relativa a amostras de testemunhos de sondagem.

5.1.2 Amostras realizadas

Dado que as amostras anteriormente referidas, até por se encontrarem já num estado de fragmentação considerável, não permitiam um contacto próximo com o estilo da mineralização e, por outro lado, não possuíam massa unitária suficiente para garantir a realização de vários ensaios sobre a mesma amostra para ensaiar diferentes condições operatórias, a não ser com amostras compósitas, logo desde o início foi sentida necessidade de efectuar trabalho de campo para observação das formações e, em complemento às amostras referidas anteriormente, efectuar nova amostragem. Concretamente, foi amostrada pontualmente uma das estruturas aflorantes da Mina da Argemela (**Amostra C**) e recolhida uma amostra em canal com 140x20x3cm (coordenadas N 40 09,295; W 7 36,316) com o objectivo de simular uma “amostra média” extraída de uma exploração a céu-aberto da respectiva frente, daí resultando uma amostra global de 40 Kg. (**Amostra D**) (Figura 5).

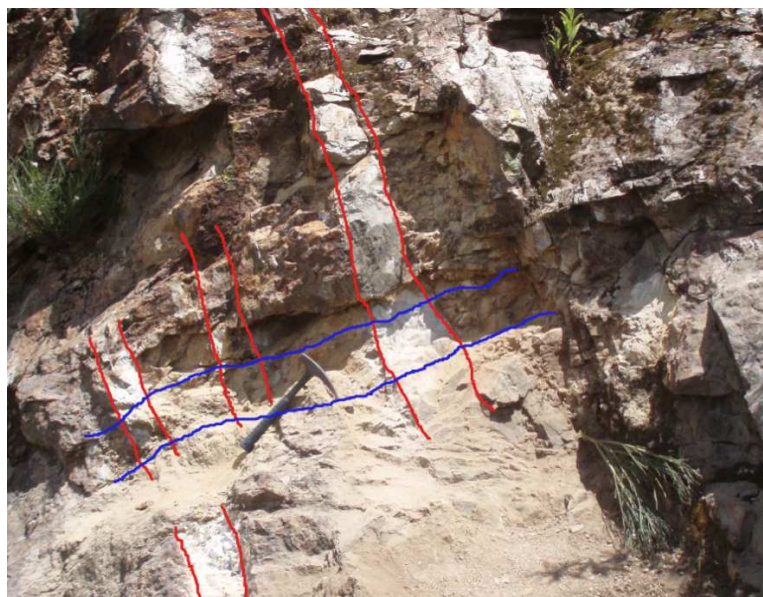


Figura 5 - Local da amostra em canal. A vermelho assinaladas as estruturas mineralizadas e a azul o canal.

**VIABILIDADE TÉCNICA DA VALORIZAÇÃO DE UM MINÉRIO DE AMBLIGONITE DA ARGEMELA ATRAVÉS DE
FLUTUAÇÃO POR ESPUMAS**

Quadro II

**Amostras
disponibilizadas
pela BERALT**

Saco	Amostra	L (m)	Sn (ppm)	Li(ppm)
1	C-ARG-026	1,20	7112	1700
1	C-ARG-032	0,80	1935	1200
1	C-ARG-089	0,85	5029	1700
1	C-ARG-091	1,00	3062	1600
1	C-ARG-094	1,00	1070	1100
1	C-ARG-108	0,80	2396	770
1	C-ARG-110	0,70	1090	300
2	C-ARG-090	1,00	850	1300
2	C-ARG-096	0,90	985	1200
2	C-ARG-099	0,80	785	2000
2	C-ARG-102	0,60	793	620
2	C-ARG-104	0,80	805	770
2	C-ARG-107	0,80	629	510
3	C-ARG-038	1,40	275	1100
3	C-ARG-087	0,90	42	920
3	C-ARG-088	0,70	513	8200
3	C-ARG-093	0,80	607	2200
3	C-ARG-100	1,00	522	1200
3	C-ARG-112	1,10	925	880
4	ARG-1243	0,95	4942	1300
4	ARG-1246	1,50	1425	1700
4	ARG-1247	1,85	6217	3200
4	ARG-1249	3,35	1635	6000
4	ARG-1250	1,55	16518	610
4	ARG-1257	2,55	9025	1400
4	ARG-1265	2,20	1125	1400
5	ARG-1240	1,90	299	1300
5	ARG-1252	2,00	908	2100
5	ARG-1253	1,75	380	2200
5	ARG-1254	1,90	395	1400
5	ARG-1256	1,90	338	2300
5	ARG-1259	1,85	488	1300
5	ARG-1264	1,90	639	1500
6	ARG-1241	2,55	88	1200
6	ARG-1242	1,60	175	2300
6	ARG-1248	2,15	191	1900
6	ARG-1251	2,00	247	1700
6	ARG-1258	2,20	261	1900
6	ARG-1263	1,85	100	1700
6	ARG-1267	2,25	107	1600
7	ARG-1244	2,00	82	1700
7	ARG-1245	2,10	83	1500
7	ARG-1255	1,60	80	1200
7	ARG-1260	2,05	14	530
7	ARG-1261	2,05	8	410
7	ARG-1266	1,95	40	1000
	média	70,65	1635,543	1643,913

5.2 Selecção das amostras para testes de tratamento

5.2.1 Amostras disponibilizadas pela BERALT (Amostra A e Amostra B)

Em função dos teores em Li indicados para cada uma das **amostras disponibilizadas** (Quadro II) foram criados dois grupos (Figura 6): o primeiro com as amostras C-ARG-104, C-ARG-088, ARG-1247 e ARG-1249 denominado **Amostra A**, com um teor ponderado de 6670 ppm de Li, correspondendo a 2923g de material; e o segundo, **Amostra B**, com as amostras C-ARG-099, C-ARG-093, ARG-1242, ARG-1252, ARG-1253, com um teor ponderado de 2120ppm de Li, e 3995g.

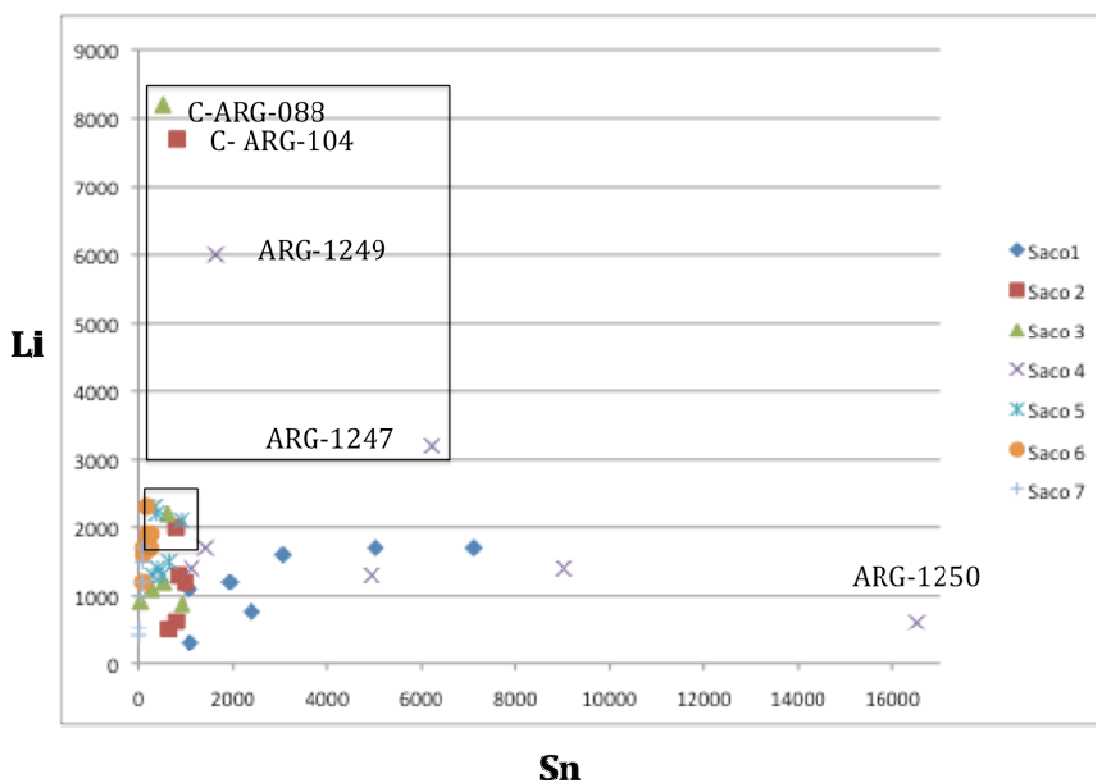


Figura 6- Diagrama de teores Li-Sn em ppm das amostras disponibilizadas pela BERALT

5.2.2- Amostra C+D 1%

A **amostra C** foi uma das amostras pontuais por nós realizada e que resultou da colheita de material de um filão de quartzo com amblygonite. A **amostra D**, com 40kg, tratou-se de uma amostra em canal que abrangeu o local da amostra C. A amostra C com teor de 2% Li e a amostra D com teor de 0,12 %

A **amostra C+D** consiste de um composto das duas amostras precedentes tendo em vista a obtenção de uma amostra com cerca de 4000g com cerca de 1% de Li e utilizado para os ensaios 6 e 7 que descrevemos mais adiante.

5.2.3- Amostra C+D 0,7%

A amostra C+D, tal como a anterior, é um composto das duas amostras (C e D) com um teor aproximadamente 0,7% e utilizado para os ensaios 8, 9, 10 e 11.

5.3 Processamento e resultados das amostras BERALT

5.3.1. Amostra A

A amostra A foi homogeneizada e crivada a 500 μ m (35 malhas). Do material do supra-crivo foi recolhida uma sub-amostra de 100g que foi guardada. O restante material, depois de pesado, foi colocado no moinho de barras com 10 barras, a seco. O material moído foi de novo crivado obtendo-se duas fracções uma supra e outra infra-crivo sendo esta última pesada e depois misturada com a fracção do infra da primeira crivagem. Este material foi quarteado utilizando um amostrador Jones, obtendo-se no final 4 amostras.

Tratando-se a amblygonite de um mineral fosfatado, que cai na classe dos “minerais não metálicos básicos” (isto é, não sulfuretos e não silicatados), o colector adequado é do tipo “aniónico carboxílico”, de que os ácidos gordos são os principais reagentes comercializados, em geral ácido oleico ou ácido palmítico.

Numa primeira busca bibliográfica para encontrar referências às condições óptimas de flutuação da ambligonite e aos reagentes colectores mais apropriados (Mining Chemicals Handbook, Cyanamid; Pierre Blazy), não foram encontradas orientações específicas para ambligonite, havendo apenas referências para a apatite (fosfato de cálcio) ou para Minerais litiníferos que não a ambligonite.

Uma referência útil foi encontrada no site da Cabot Corporation relativa a minério de espodumena (www.cabot-corp) em que são apresentadas condições particulares para uma flutuação inversa da ambligonite como primeiro estágio num processo de obtenção de concentrados de espodumena a partir de um minério desses dois minerais a pH = 9,2, usando ácido oleico como colector, em condições de escassez (“starving”).

Havendo esta indicação objectiva, os ensaios de flutuação foram realizados numa célula de flutuação Denver seguindo essas condições: pH medido e ajustado para 9,2 com NaOH (www.cabot-corp); o reagente utilizado foi uma mistura de ácido oleico (comercial) (Glembotsky et al, 1972) e gasóleo com o objectivo de melhorar a selectividade.

Todos os materiais foram recolhidos para cuvetes e após decantação foram colocados na estufa. Depois de secos foram ensacados, pesados e preparados para análise química por espectrometria de Absorção Atómica, segundo o procedimento padrão acreditado do Laboratório da Unidade de Ciência e Tecnologia Mineral – Laboratório do LNEG.

5.3.1.1 Processamento

A Amostra A, foi misturada, homogeneizada e crivada obtendo-se 1471g no infracrivo e 1405g no supra (Figura 7- Processamento da Amostra A). Depois de recolhida uma amostra de 100g do material do supra o restante material foi colocado no moinho de barras. O material moído foi de novo crivado obtendo-se 631g a >500µm e 673g a <500µm que foram de novo misturados com a fracção do infra da primeira crivagem. Este material foi quarteado utilizando um

amostrador Jones, obtendo-se 4 amostras de peso aproximadamente 700g (A1, A2, A3 e A4)

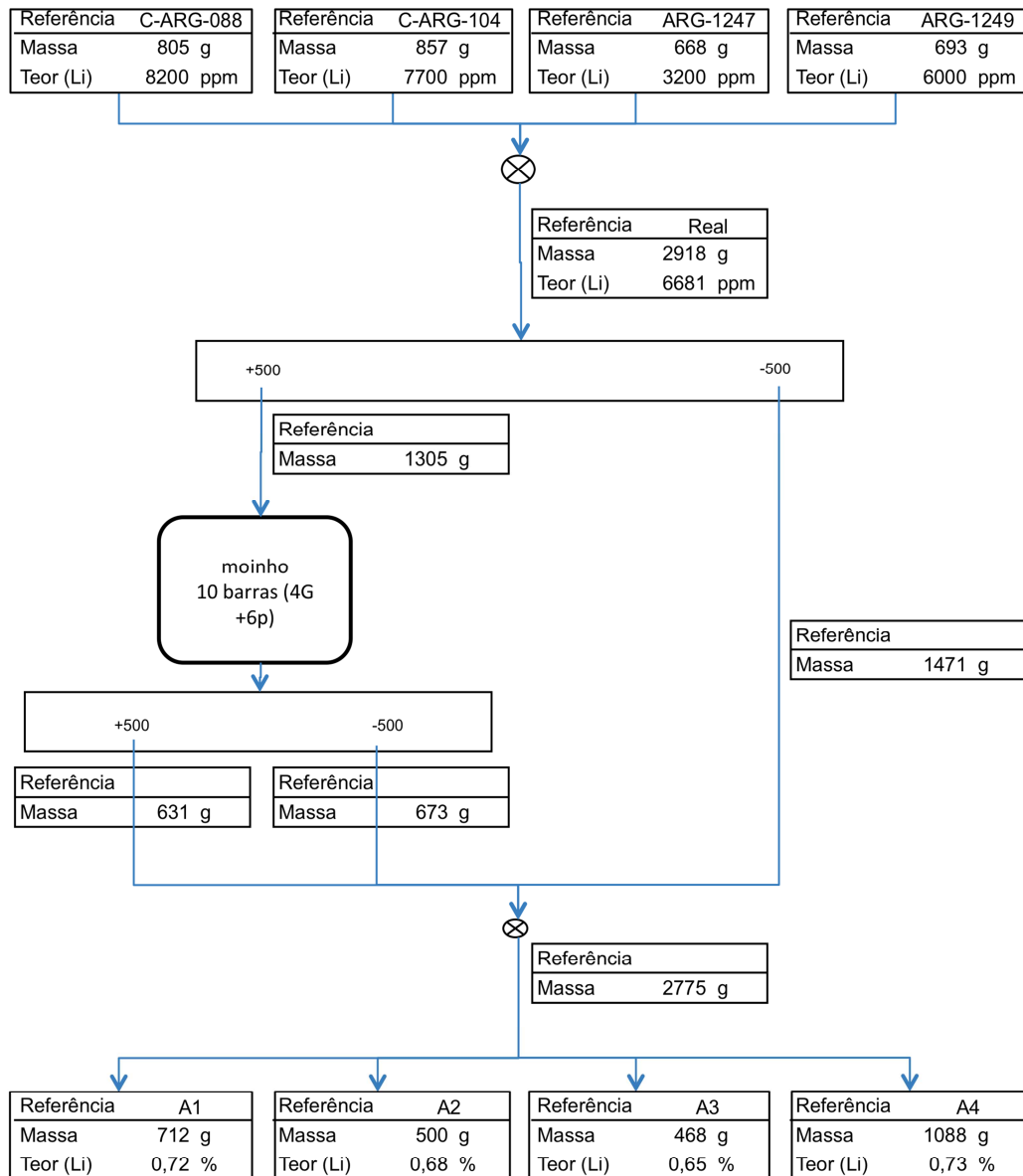


Figura 7- Diagrama de Processamento da Amostra A

5.3.1.2 Ensaios

Com o objectivo de verificar a influência das lamas no processo de flutuação, se o reagente colector utilizado era adequado para este minério e se o pH de 9,2 permitia obter resultados razoáveis a bons foram realizados dois ensaios.

Primeiro ensaio - O primeiro ensaio foi realizado sobre a totalidade de A1-**amostra 1** de massa 712g com um teor de 0,72% de Li. Foi iniciado com uma operação de “scrubbing” (S) na célula de flutuação “Denver” para ajudar o processo de limpeza das superfícies das partículas seguido de um desenlameamento a 75µm (200 malhas) em que as lamas foram recolhidas para uma cuvette. O material do supra foi de novo colocado na célula de flutuação, com $\pm 35\%$ sólidos e onde o pH foi corrigido para um valor de aproximadamente 9,2 com NaOH. Foi então adicionado 1g de reagente colector (ácido oleico) e após um tempo de condicionamento de 5 minutos recolheram-se espumas durante 5 minutos, sendo este tempo correspondente ao fim do processo de flutuação.

No Descritivo da Amostra A1S (Figura 8) pode verificar-se que se obteve no primeiro ensaio um rendimento ponderal de 43%, uma recuperação de 62% e um concentrado com 1,2%Li.

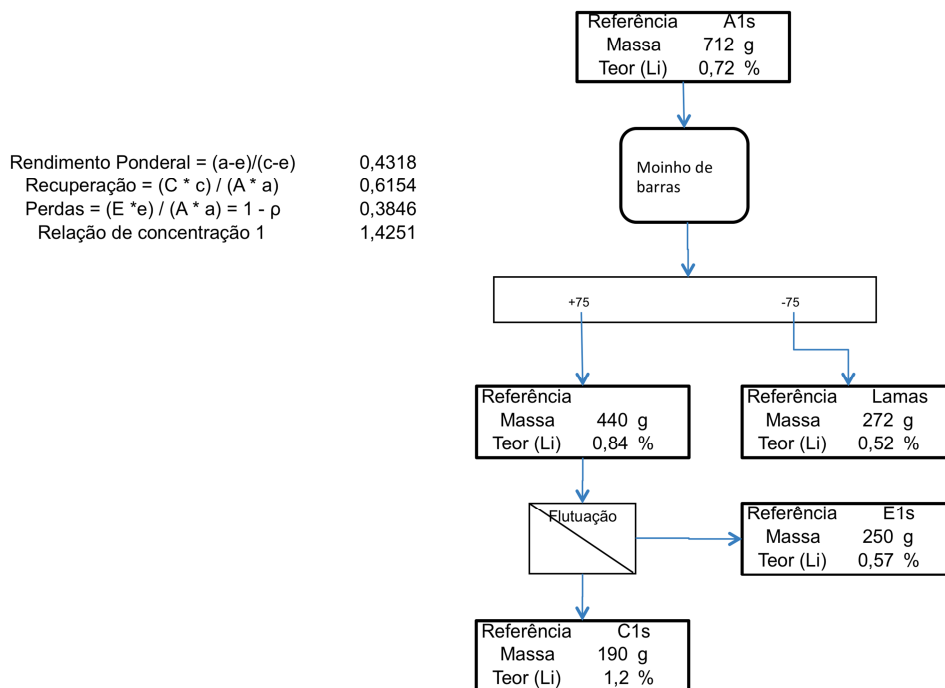


Figura 8- Descritivo Amostra A1S

Segundo ensaio – Com o objectivo de confirmar a influência nefasta das lamas, o segundo ensaio foi realizado com 500g de A2. O material não desenlameado foi colocado na célula e misturado com 500mL de água de modo a obtermos uma polpa com aproximadamente 30% de sólidos. O pH foi

corrigido para 9,2 e foi adicionado 1g de reagente colector. O condicionamento foi de 5 minutos e em seguida as espumas foram recolhidas durante 3 minutos, tempo decorrido até que todo o produto colectado fosse flutuado.

No Descritivo da Amostra A2 (Figura 9) pode verificar-se que no segundo ensaio se obteve um rendimento ponderal de 30% uma recuperação de 36% e um concentrado com 0,82% Li. O rendimento ponderal foi de 30% e a recuperação de 36%.

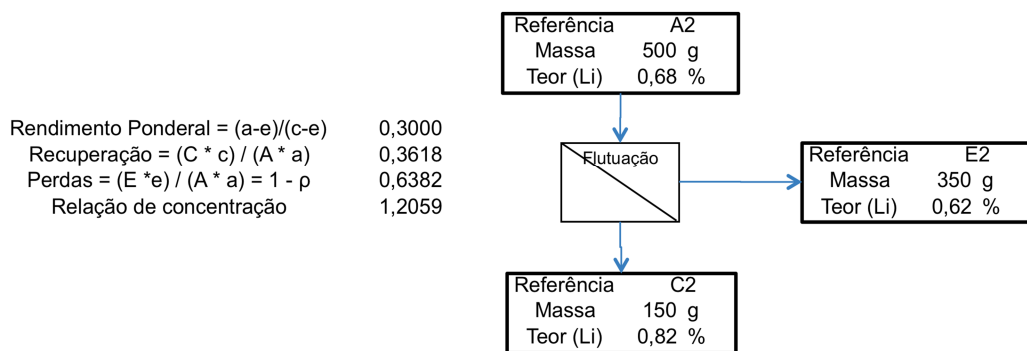


Figura 9 - Descritivo da Amostra A2

Confirma-se que a presença de lamas influencia negativamente a recuperação e o teor dos concentrados.

Terceiro ensaio – A partir dos resultados dos dois primeiros ensaios definiu-se o procedimento para um terceiro ensaio com 901g da amostra A3, em que o valor de corte foi alterado de 500 μ m para 300 μ m por se ter verificado que as partículas >300 μ m não flutuavam. As partículas de calibre >300 μ m serão pesadas demais para serem transportadas até a superfície (já que não há suspeita de libertação insuficiente). Depois de crivar o material obtiveram-se dois lotes: o primeiro de material >300 μ m de 401g e o segundo de <300 μ m de 500g. Este segundo lote com um teor de 0,74%Li foi a amostra utilizada no terceiro ensaio tendo-se efectuado o procedimento laboratorial semelhante ao do primeiro ensaio.

No Descritivo da Amostra A3 (Figura 10) pode verificar-se que no terceiro ensaio se obteve um rendimento ponderal de 42%, uma recuperação de 73% e um concentrado com 1,3 %Li.

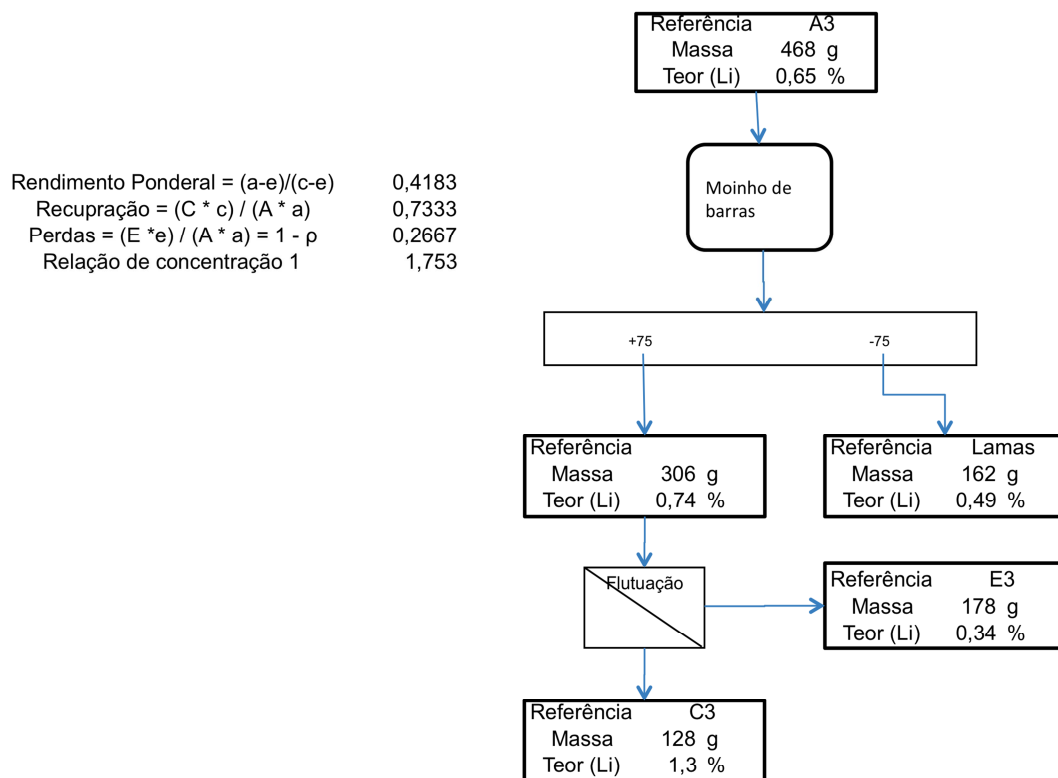


Figura 10- Descritivo da Amostra A3.

Conclui-se que diminuindo o calibre máximo de trabalho aumentou a recuperação e a relação de concentração

Quarto ensaio – Com o intuito de se obter concentrados mais ricos realizou-se um quarto ensaio contemplando apuramentos sucessivos. A amostra consistiu do lote >300µm de 401g da preparação da amostra do ensaio anterior ao qual foi acrescentada A4 perfazendo um total de cerca de 1089g com um teor médio de 0,73%. O material foi moído durante 30 minutos em moinho de barras e de seguida desenlameado, obtendo-se 342g a 0,61% de Li no infra-crivo e 746g no supra a 0,78% de Li. Este último foi flutuado originando um estéril e um concentrado, que foi submetido a dois apuramentos sucessivos dos quais resultaram um misto e dois concentrados.

No Descritivo da Amostra A4 (Figura 11) pode verificar-se que da primeira flutuação se obteve um estéril (E4) com 0,41% de Li e um concentrado (C4) com 0,92% Li, tendo sido este submetido a dois apuramentos. Do primeiro

resultou um misto com 0,59% Li e um concentrado com 1,36%. Este último foi de novo submetido a apuramento obtendo-se um flutuado C4/1 com 1,9% e um afundado C4/2 com 0,69%. A recuperação na operação de desengrosso foi de 86%

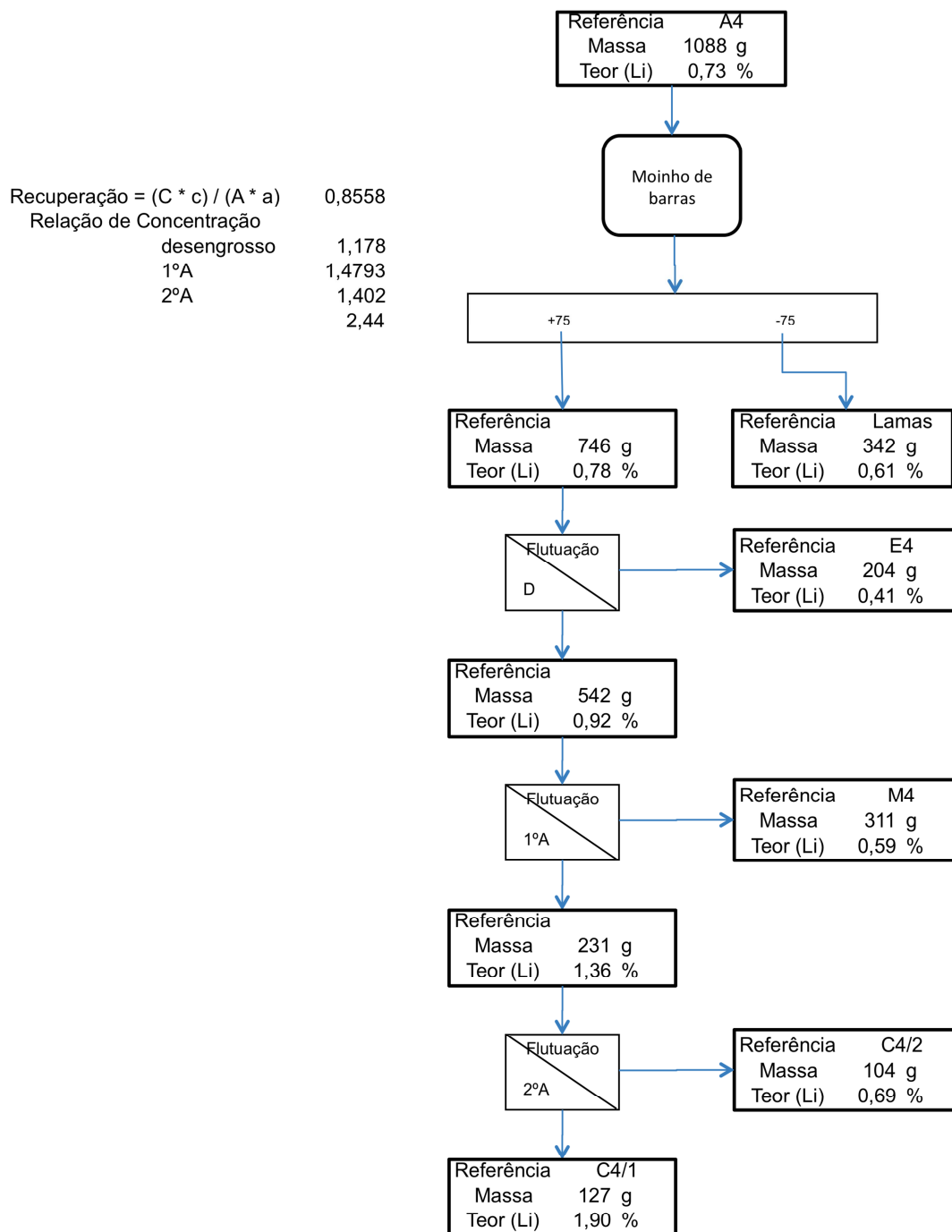


Figura 11 - Descritivo da Amostra A4

5.3.2- Amostra B

Com a amostra B foi realizado um **quinto ensaio** que consistiu numa flutuação numa amostra mais pobre (teor ponderado de 2120,5ppm de Li, 0,2121%Li). A amostra foi tratada como a amostra do ensaio 1 e o concentrado resultante foi submetido a uma flutuação inversa dos silicatos, tendo em vista avaliar essa via para aumentar o teor em ambligonite. Os resultados não validaram essa modalidade.

5.3.3. Apreciação de resultados dos quatro primeiros ensaios

No Quadro III e na Figura 12 apresentam-se em síntese os resultados dos quatros ensaios realizados sobre a amostra A.

Quadro III Síntese dos resultados dos quatros ensaios realizados sobre a amostra A.

Ensaio n°	Quantidade de reagente	Alimentação	Relação de concentração	Teores dos concentrados					Estéril	Rendimento ponderal	Recuperação limite
				1	2	3	4	5			
1	1	0,84	1,43	1,20	-	-	-	-	0,57	43%	62%
2	1	0,68	1,21	0,82	-	-	-	-	0,62	30%	36%
3	1	0,74	1,75	1,30	-	-	-	-	0,34	42%	73%
4	1	0,78	2,44	1,90	0,69	0,59	-	-	0,41	73%	86%

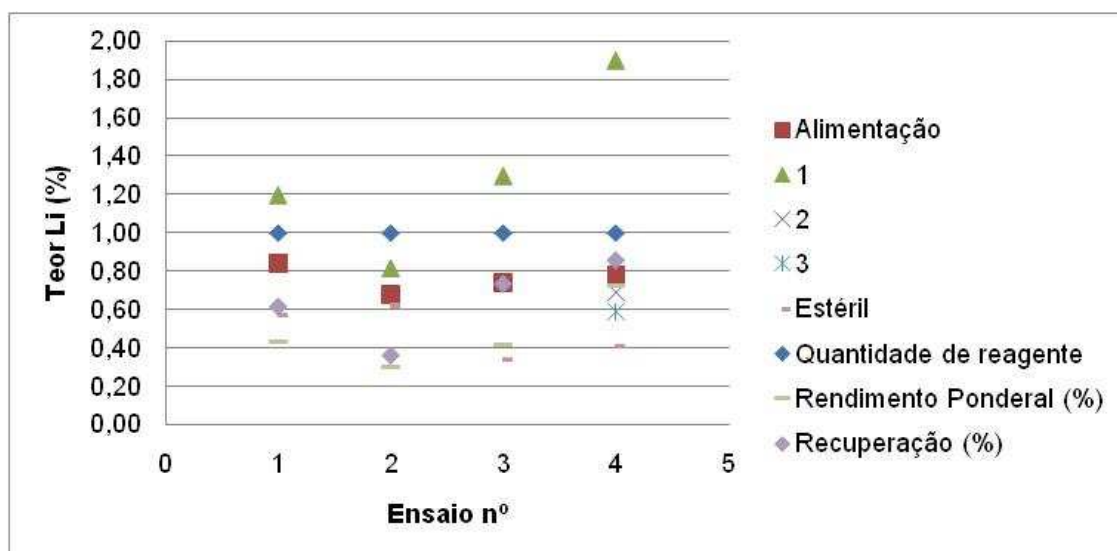


Figura 12 - Teores relativos aos quatros ensaios realizados com a amostra A

Os dois primeiros ensaios foram realizados com o objectivo de verificar a influência das lamas no processo de flutuação, e também se o reagente colector utilizado era o adequado para este minério; o terceiro ensaio verificou a influência do calibre máximo; o quarto ensaio investigou a eficácia de apuramentos sucessivos; o quinto ensaio foi destinado a verificar a viabilidade da flutuação inversa. Os resultados obtidos apontam para:

- 1- Confirma-se a influência nefasta das lamas
- 2- Com calibres máximos acima de 300 μ m, mesmo com material liberto, a flutuação é menos eficiente.
- 3- Apuramentos sucessivos permitem a elevação do teor dos concentrados em cada estágio não sendo de prever baixas significativas da recuperação se for contemplada a reclamação dos sucessivos estéreis para o estágio anterior.
- 4- Genericamente pode concluir-se que a configuração de colector utilizada (ácido oleico mais gásóleo teve um desempenho adequado, tendo-se assumido mantê-la no decurso subsequente do trabalho;
- 5- Os resultados obtidos no quinto ensaio não validaram a utilização de flutuação inversa. Contudo consideramos que esta hipótese não ficou totalmente investigada.

5.4 Processamento e resultados das amostras colhidas em canal

Os ensaios anteriormente realizados com carácter exploratório permitiram concluir que a Flutuação por Espumas é método de processamento com possibilidade de recuperar a ambligonite a partir dos minérios da Argemela. Contudo as recuperações e os teores dos concentrados obtidos nunca atingiram valores suficientemente elevados para suportarem uma boa solução técnico-económica. Em primeira aproximação aceitou-se que o menor sucesso alcançado estaria relacionado com os baixos teores de partida. Por outro lado também se considerou que o envelhecimento das amostras ensaiadas (moídas a calibres relativamente finos há longo tempo) possa ter contribuído de forma negativa no funcionamento da configuração dos reagentes químicos, mais do que a própria afinação dos parâmetros dessa configuração.

Assim, resolveu-se passar a uma fase seguinte do trabalho para ensaiar as amostras colhidas em canal durante o trabalho de reconhecimento de campo, de modo a colocar de parte os aspectos relacionados com o envelhecimento evidenciado pelas amostras fornecidas pela BERALT.

Partindo da experiência alcançada com os primeiros ensaios definiram-se as condições para os ensaios seguintes nestes termos:

- Material moído durante 30 minutos no moinho de barras (via húmida, $\approx 50\%$ sólidos);
- Desenlameamento a $75\mu\text{m}$, recolhendo as lamas para uma cuvette;
- Supra colocado na célula de flutuação, sob uma diluição de $\approx 35\%$ sólidos;
- pH corrigido para um valor de aproximadamente 9,2 com NaOH;
- Colector - mistura de ácido oleico e gasóleo
- Tempo de condicionamento de 5 minutos

Todos os materiais foram recolhidos para cuvetes e após decantação foram colocados na estufa. Depois de secos foram ensacados, pesados e preparados para análise química segundo o procedimento padrão do Laboratório.

Os ensaios nesta segunda série mantiveram o objectivo central de definir a viabilidade técnica da Flutuação por Espumas para a concentração da ambligonite da Argemela, ensaiando agora a influência de dois aspectos particulares:

- Quantidade de colector, dado que na “patente” consultada se refere explicitamente que as condições óptimas de flutuação da ambligonite se obtêm em condições de “starving” de reagente;
- Teor da Alimentação, ensaiando dois teores, um elevado na ordem de 1% Li e outro inferior, cerca de 0,75%.

Esperando que o estudo em desenvolvimento pudesse contribuir para uma melhor interpretação do comportamento do minério face ao processo de Flutuação por Espumas, a nova série de ensaios foi realizada tendo em vista desenvolver estudos cinéticos, tendo-se então planeado obter concentrados numa sequência temporal, iniciando-se a recolha com um concentrado de tempo curto para ser representativo dos primeiros instantes.

5.4.1 Amostra C+D a 1%Li

5.4.1.1 Processamento

Como a amostra D colhida em canal é representativa de um desmonte da frente amostrada apresentou teor de 0,12%, esta amostra tal-qual não cumpria a condição de ensaiar um teor de partida superior ao já anteriormente ensaiado, na ordem de 1%Li. Assim, para efeitos do ensaio seguinte foi utilizada a amostra compósita referida como C+D a 1%Li, preparada como descrita anteriormente para obter uma amostra com cerca de 4000g e cerca de 1% de Li.

Desta amostra foram feitos 3 lotes com 1200g cada tendo-se guardado as 400g restantes. (Figura 13 -Descritivo da Amostra C+D). Com dois lotes foram realizados dois ensaios, **sexto e sétimo ensaio**.

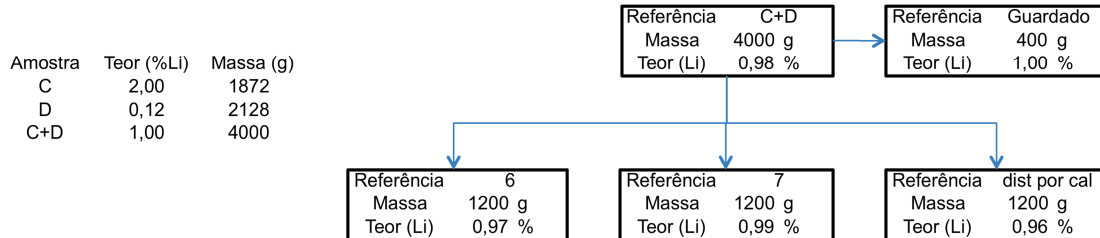


Figura 13 - Descritivo da Amostra C+D

5.4.1.2 Ensaios

Sexto ensaio

O sexto ensaio foi efectuado sobre o primeiro lote da amostra C+D 1%Li, “amostra rica”, regulando o pH a 9.2 e utilizando 2g de reagente colector - configuração “colector normal”. Após 5 minutos de condicionamento recolheram-se espumas aos 30s, 60s, 2, 4 e 6 minutos, num total de 5 produtos flutuados.

De referir que ao fim de 6 minutos as espumas aparentavam já não transportar material.

No Descritivo (Figura 14) pode verificar-se que, neste ensaio de flutuação, se obteve um estéril (6E) com 0,5% e cinco concentrados que foram diminuindo de teor de 1,3 a 0,84% ao longo do tempo, passando por teores intermédios de 0,95, 0,87 e 0,86% de Li.

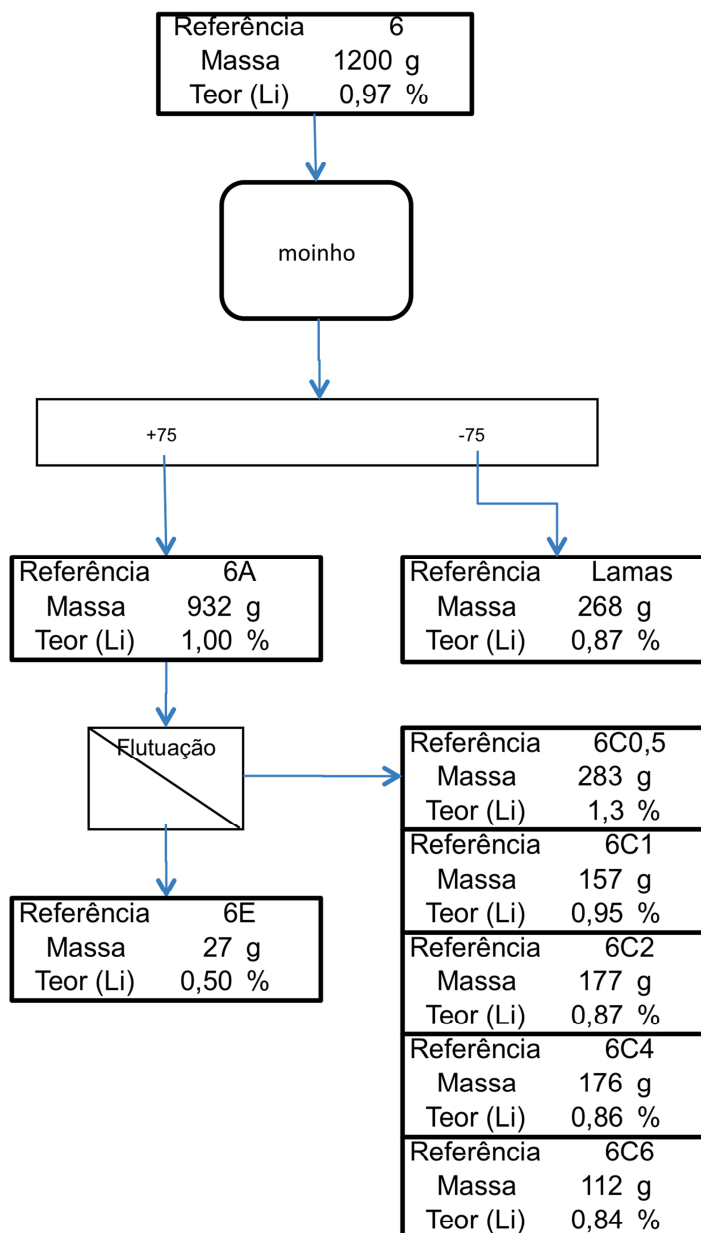


Figura14- Descritivo do Ensaio 6

Nas condições definidas para este ensaio verificou-se uma recuperação final global de 99%, a que correspondeu, no entanto, um rendimento ponderal de 97% (Quadro IV).

Com base nestes resultados elaboraram-se os gráficos das figuras 15 e 16. Na figura 15 pode observar-se o gráfico Teor -Tempo e Recuperação -Tempo e na figura 16 o gráfico teor versus recuperação.

Quadro IV- Resultados do Ensaio 6

	Tempo	Pesos g	%	Teores %	Distribuição Metal	Rp Cumulado	Rec Cumulado	Teor Concentrado	Teor Ambliconite
	0	0	0	0	0	0	0	0	
Concentrado 1	0,5	283	30,4%	1,3	0,3956	30,36%	39,56%	1,30	38%
Concentrado 2	1	157	16,8%	0,95	0,1604	47,21%	55,60%	1,18	28%
Concentrado 3	2	177	19,0%	0,87	0,1656	66,20%	72,16%	1,09	25%
Concentrado 4	4	176	18,9%	0,86	0,1628	85,09%	88,43%	1,04	25%
Concentrado 5	6	112	12,0%	0,84	0,1012	97,10%	98,55%	1,01	24%
Estéril	8	27	2,9%	0,5	0,0145	100%	100%	1,00	15%

Alimentação

932

1

1,00

1

29

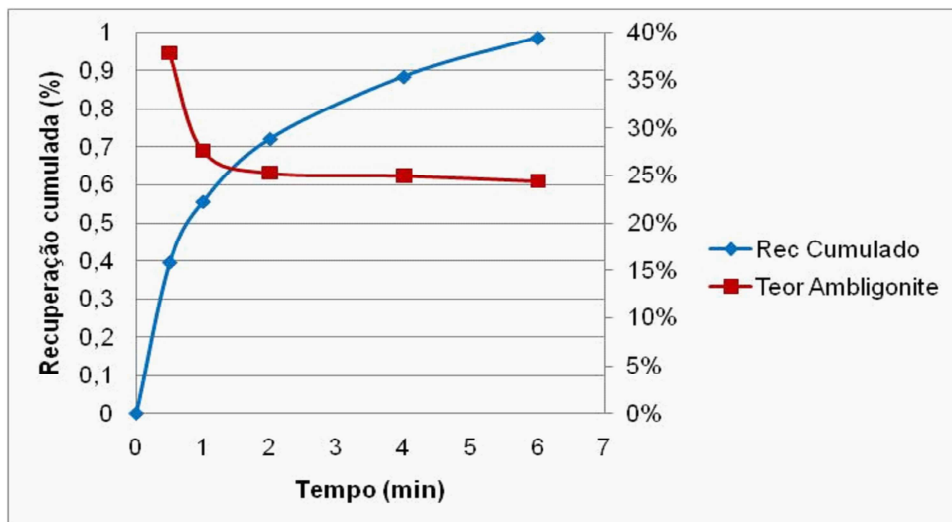


Figura 15- Gráfico - Recuperação cumulada em % e Teor em ambliconite (%) versus Tempo (min) relativo ao ensaio 6



Figura 16- Gráfico teor em ambliconite (%) versus recuperação cumulada (%) relativo ao ensaio 6.

No primeiro instante ainda é apreciável alguma selectividade, mas à medida que o tempo avança, o processo tende para a indiscriminação.

Sétimo ensaio

No sétimo ensaio realizado sobre o segundo lote da amostra C+D modificou-se apenas a quantidade de reagente colector adicionado (1g), procurando aproximar a condição de “starving” sobre a “amostra rica”. Após um tempo de condicionamento de 5 minutos recolheram-se espumas aos 30s, 60s, 2 e 4 minutos, num total de 4 produtos. Assinala-se que ao fim dos 4 minutos as espumas já não transportavam material.

No descritivo do ensaio (Figura 17) pode verificar-se que neste ensaio de flutuação se obteve um estéril (7E) com 0,31% e quatro concentrados que foram com o tempo diminuindo de teor de 3,8 a 2,9% passando pelo teor intermédio de 3,3% de Li.

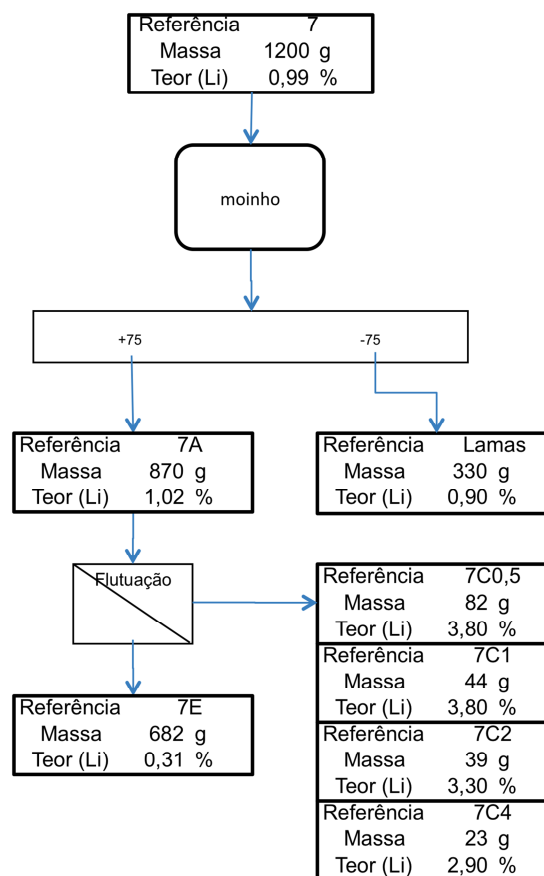


Figura 17 – Descritivo do Ensaio 7

Nas condições definidas para este ensaio verificou-se uma recuperação final global de 76% sob um rendimento ponderal de 21% (Quadro V), mostrando que a selectividade aumentou sensivelmente em relação ao ensaio anterior, confirmando a aproximação ao “starving”.

Com base nestes resultados elaboraram-se os gráficos das figuras 18 e 19. Na figura 18 pode observar-se o gráfico Teor - Tempo e Recuperação – Tempo e na figura 19 recuperação versus teor em ambligonite.

Quadro V- Resultados do Ensaio 7

	Tempo	Pesos g	Teores %	Distribuição Metal	Rp Cumulado	Rec Cumulado	Teor Concentrado	Teor Ambligonite
	0			0	0%	0%		
Concentrado 1	0,5	82	0,0943	0,3518	9%	35%	3,80	100%
Concentrado 2	1	44	0,0506	0,1888	14%	54%	3,80	100%
Concentrado 3	2	39	0,0448	0,1453	19%	69%	3,68	96%
Concentrado 4	4	23	0,0264	0,0753	22%	76%	3,59	84%
Estéril	5	682	0,7839	0,2387	100%	100%	1,02	9%
Alimentação		870	1	1,02				30%

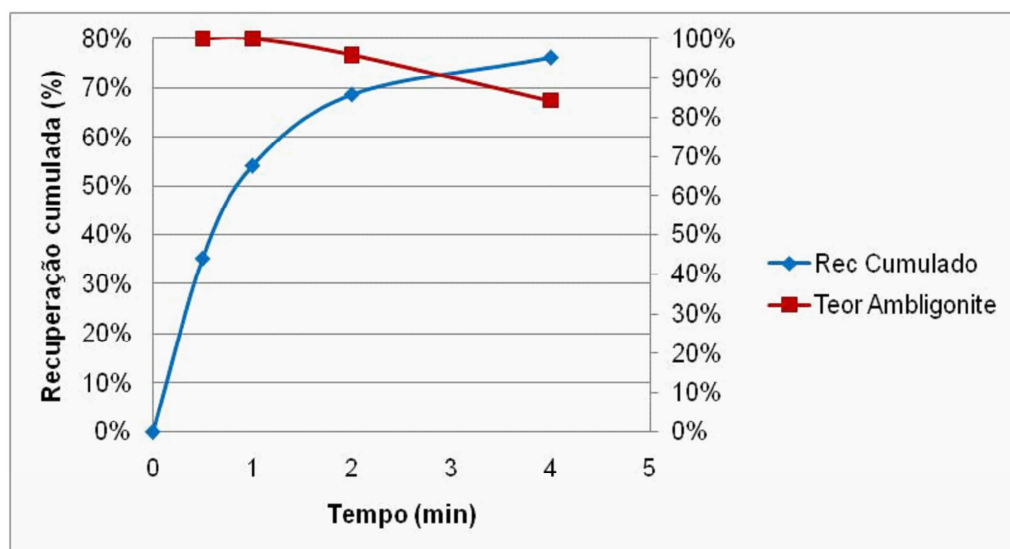


Figura 18 - Gráfico Recuperação cumulada (%) e Teor em Ambligonite (%) versus Tempo (min) de flutuação relativo ao ensaio 7

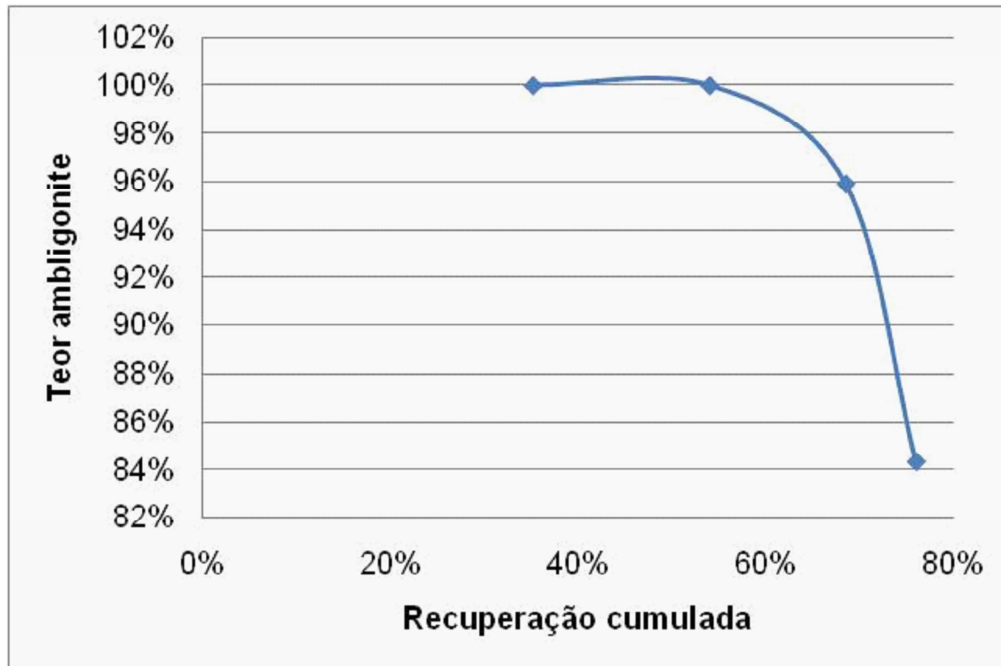


Figura 19 - Gráfico Teor em ambligonite (%) versus recuperação cumulada (%) relativo ao ensaio 7.

5.4.2 Amostra C+D a 0,75%Li

5.4.2.1. Processamento

Com a série seguinte de ensaios baixou-se o teor da alimentação simulando uma situação de “amostra pobre”, amostra C+D 0,75%Li.

Desta amostra foram feitos 5 lotes com cerca de 1200g cada tendo-se guardado as 500g restantes. (Figura 20 -Descritivo da Amostra C+D 0,75% Li). Com quatro lotes foram realizados 4 ensaios, o oitavo, nono, décimo e décimo primeiro.

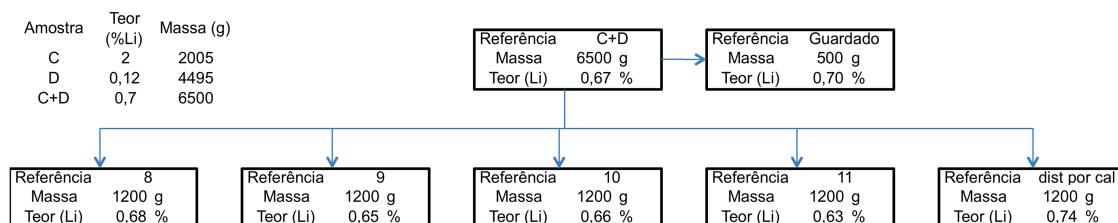


Figura 20 - Descritivo da amostra C+D a 0,75%Li

5.4.2.2. Ensaios

Oitavo ensaio

No oitavo ensaio realizado sobre o primeiro lote da amostra C+D 0,75%Li seguiu-se a metodologia definida anteriormente. Sobre esta “amostra pobre” regulou-se o pH a 9.2 como de costume e adicionaram-se 2g de colector. Após o tempo de condicionamento de 5 minutos recolheram-se espumas aos 30s, 60s, 2 e 2,4 minutos, num total de 4 produtos pois ao fim dos 2,4 minutos as espumas já não transportavam material.

No descritivo do ensaio (Figura 21) pode verificar-se que neste ensaio de flutuação se obteve um estéril (E8) com 0,29%Li e quatro concentrados que foram com o tempo diminuindo de teor de 0,93 a 0,62%Li passando pelos teores intermédios de 0,81% e 0,67%Li.

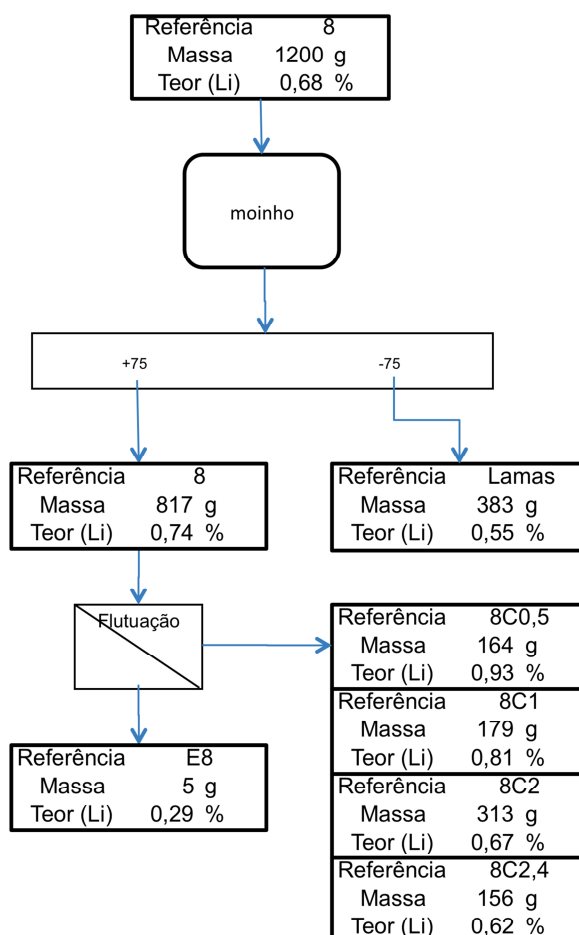


Figura 21 - Descritivo do Ensaio 8

Nas condições definidas para este ensaio verifica-se uma recuperação de 99,8%, um rendimento ponderal de 99,4% (Quadro VI).

Com base nestes resultados elaboraram-se os gráficos das figuras 22 e 23. Na figura 22 pode observar-se o gráfico Recuperação-Teor vs. Tempo e na figura 23 o gráfico Recuperação vs. Teor.

Quadro VI- Resultados do Ensaio 8

	Tempo	Pesos g	%	Teores %	Distribuição Metal	Rp Cumulado	Rec Cumulado	Teor Concentrado	Teor Ambligonite
	0	0	0,0000	0	0	0%	0%	0	
Concentrado 1	0,5	164	0,2007	0,929	0,2519	20%	25%	0,93	27%
Concentrado 2	1	179	0,2191	0,807	0,2389	42%	49%	0,87	23%
Concentrado 3	2	313	0,3831	0,671	0,3473	80%	84%	0,77	20%
Concentrado 4	2,4	156	0,1909	0,618	0,1594	99%	100%	0,74	18%
Estéril	3	5	0,0061	0,294	0,0024	100%	100%	0,74	9%

Alimentação

817

1

0,74

1

22%

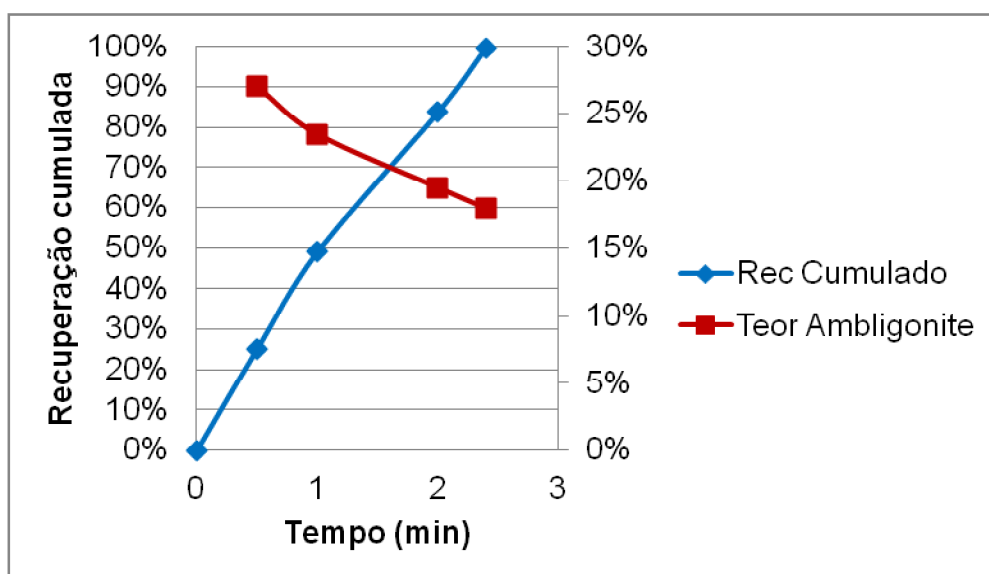


Figura 22 - Gráfico Recuperação cumulada (%) e Teor em Ambligonite (%) versus Tempo (min) de flutuação relativo ao ensaio 8

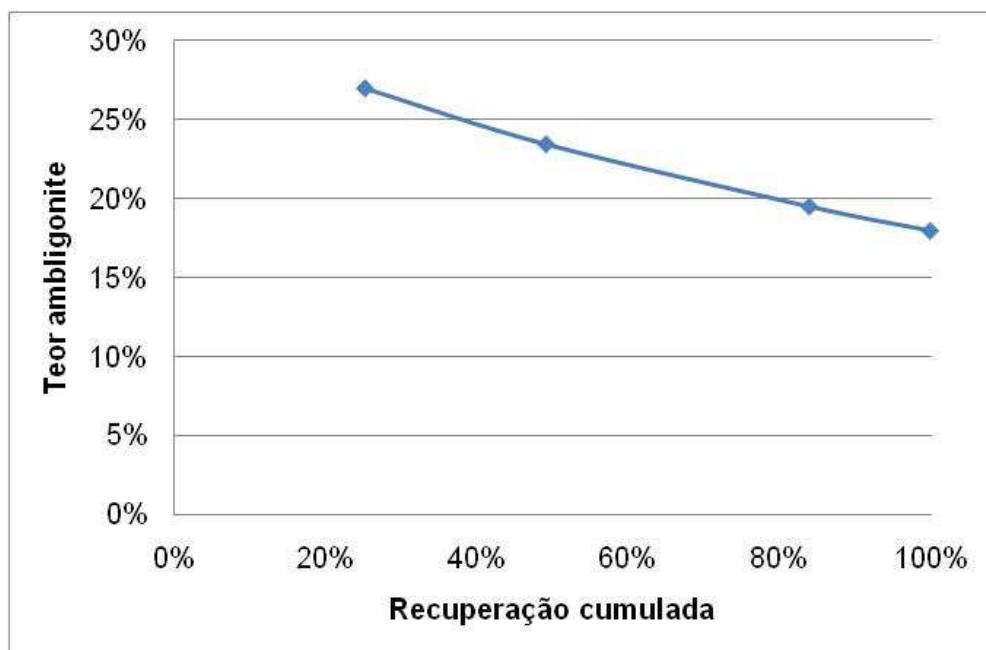


Figura 23 - Gráfico Teor em ambligonite (%) versus Recuperação (%) relativo ao ensaio 8

Os números e os gráficos mostram claramente que neste ensaio não se operou qualquer separação, mas um transporte de mistura quase perfeita da polpa para as espumas.

Nono ensaio

Associando o insucesso do ensaio imediatamente anterior com excesso de reagente, porventura mesmo superior a “colector normal”, este nono ensaio repete o anterior baixando a quantidade de colector para 1g, mantendo-se o pH regulado a 9.2. Após o tempo de condicionamento de 5 minutos recolheram-se espumas aos 30s, 60s, 2 e 2,4 minutos, num total de 4 produtos pois, tal como aconteceu no oitavo ensaio, ao fim dos 2,4 minutos as espumas já não aparentavam transportar material.

No descritivo do ensaio (Figura 24) pode verificar-se que neste ensaio de flutuação se obteve um estéril (E9) com 0,21%Li e quatro concentrados que foram com o tempo diminuindo de teor de 0,87 a 0,51%Li passando pelos teores intermédios de 0,85 e 0,67%Li.

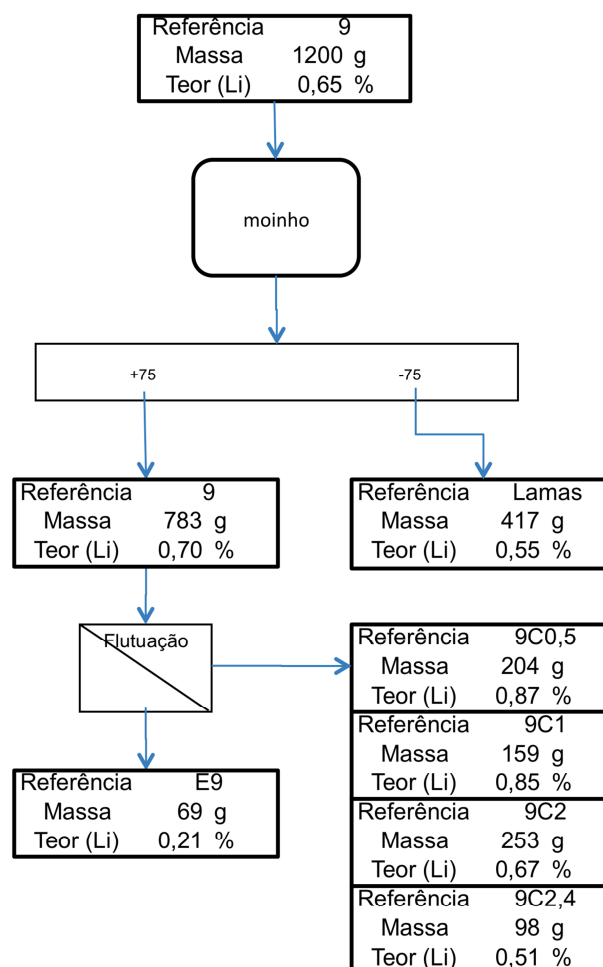


Figura 24 - Descritivo do Ensaio 9

Para este ensaio verifica-se uma recuperação de 97% e um rendimento ponderal de 91% (Quadro VII).

Com base nestes resultados elaboraram-se os gráficos das figuras 25 e 26. Na figura 25 pode observar-se o gráfico Teor -Tempo e Recuperação -Tempo e na figura 26 o gráfico Recuperação vs.Teor.

Quadro VII - Resultados do Ensaio 9

	Tempo	Pesos g	%	Teores %	Distribuição Metal	Rp Cumulado	Rec Cumulado	Teor Concentrado	Teor Ambliconite
	0	0	0	0	0	0%	0%	0	0%
Concentrado 1	0,5	204	0,2605	0,874	0,3256	26%	33%	0,87	25%
Concentrado 2	1	159	0,2031	0,845	0,2454	46%	57%	0,86	25%
Concentrado 3	2	253	0,3231	0,673	0,3110	79%	88%	0,78	20%
Concentrado 4	2,4	98	0,1252	0,509	0,0911	91%	97%	0,75	15%
Estéril	3	69	0,0881	0,214	0,0270	100%	100%	0,70	6%

Alimentação 783 1 0,70 1 20%

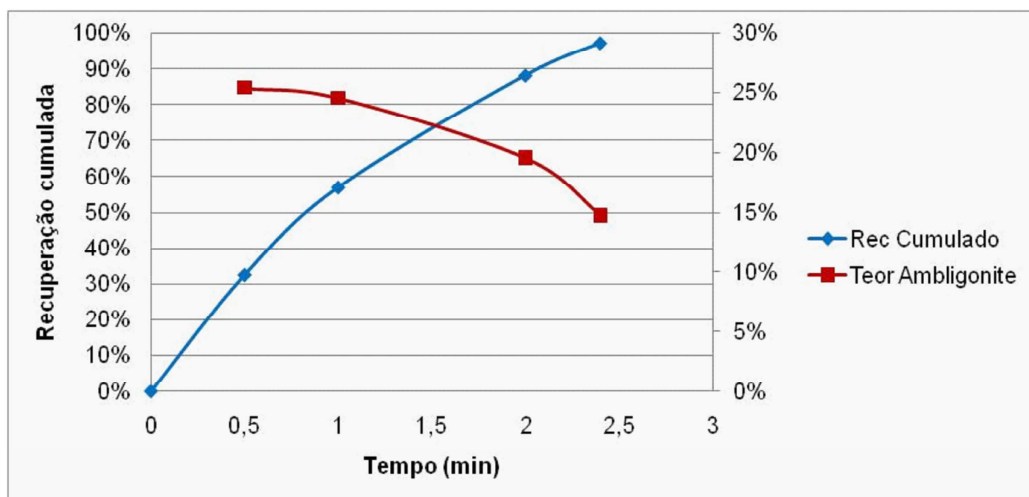


Figura 25 - Gráfico Recuperação cumulada (%) e Teor (Ambliconite) (%) vs. Tempo de flutuação (min) relativo ao ensaio 9

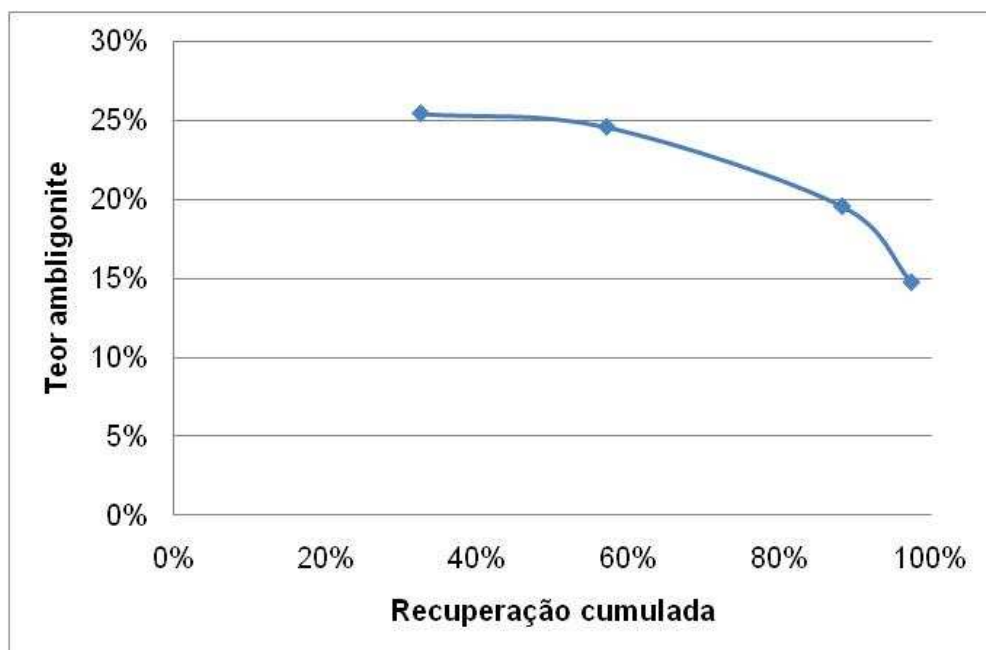


Figura 26 – Gráfico Teor em ambligonite (%) versus Recuperação (%) relativo ao ensaio 9

Os resultados deste ensaio são melhores que os anteriores mas continua a ser patente a falta de selectividade no primeiro instante.

Décimo ensaio

No décimo ensaio, realizado sobre o terceiro lote da amostra C+D a 0,75%Li, pretendeu-se cumprir o plano estabelecido ensaiando a configuração “amostra pobre” e “straving” de reagente, passando a quantidade de colector adicionado para 0.250g. Após um tempo de condicionamento de 5 minutos recolheram-se espumas aos 30s, 60s, num total de 2 produtos. Depois da recolha do segundo concentrado, como o processo de flutuação parecia terminado e apenas tínhamos dois concentrados, acrescentou-se mais 0,250g de reagente. Deu-se de novo 5 minutos de condicionamento, após o qual se realizou uma recolha de espumas durante 1,5 minutos, que foi o tempo necessário para as espumas já não colectarem mais material.

No descritivo do ensaio (Figura 27) pode verificar-se que neste ensaio de flutuação se obteve um estéril (E10) com 0,23%Li e três concentrados que foram com o tempo diminuindo de teor de 3,4 a 0,67%Li passando pelo teor intermédio de 2,8%Li.

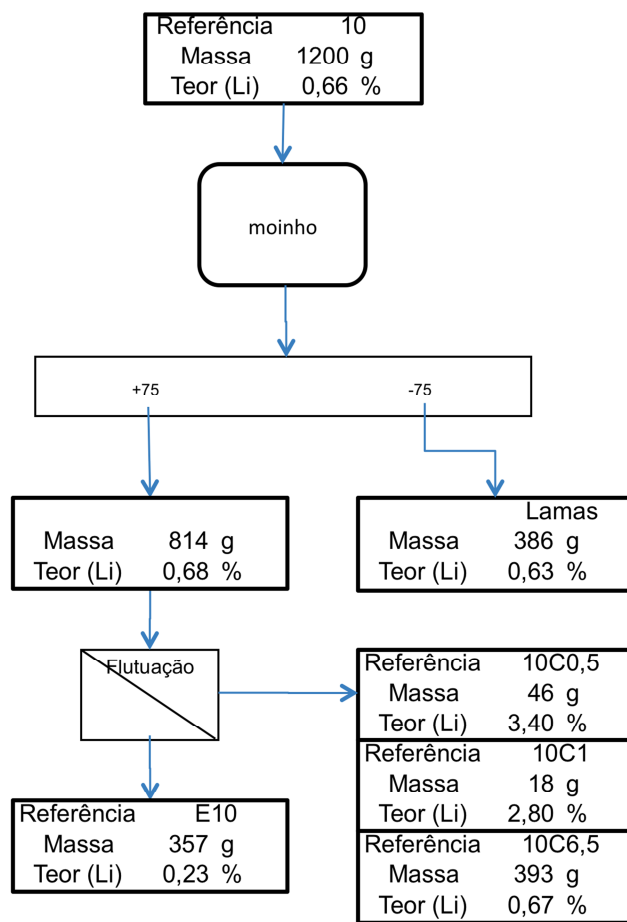


Figura 27 - Descritivo do Ensaio 10

Para este ensaio verifica-se uma recuperação de 85% e um rendimento ponderal de 56% (Quadro VIII).

Com base nestes resultados elaboraram-se os gráficos das figuras 28 e 29. Na figura 28 pode observar-se o gráfico Recuperação e Teor (Ambligonite) vs. Tempo de flutuação e na figura 29 o gráfico Recuperação vs Teor.

Quadro VIII Resultados do Ensaio 10

	Tempo	Pesos g	Teores %	Distribuição Metal	Rp Cumulado	Rec Cumulado	Teor Concentrado	Teor Ambligonite
	0	0	0	0	0%	0%	0	
Concentrado 1	0,5	46	0,0565	0,2842	6%	28%	3,4	99%
Concentrado 2	1	18	0,0221	0,0916	8%	38%	3,2	81%
Concentrado 3	6,5	393	0,4828	0,4750	56%	85%	1,0	19%
Estéril	7	357	0,4386	0,1492	100%	100%	0,7	7%

Alimentação 814 1 0,68 1 20%

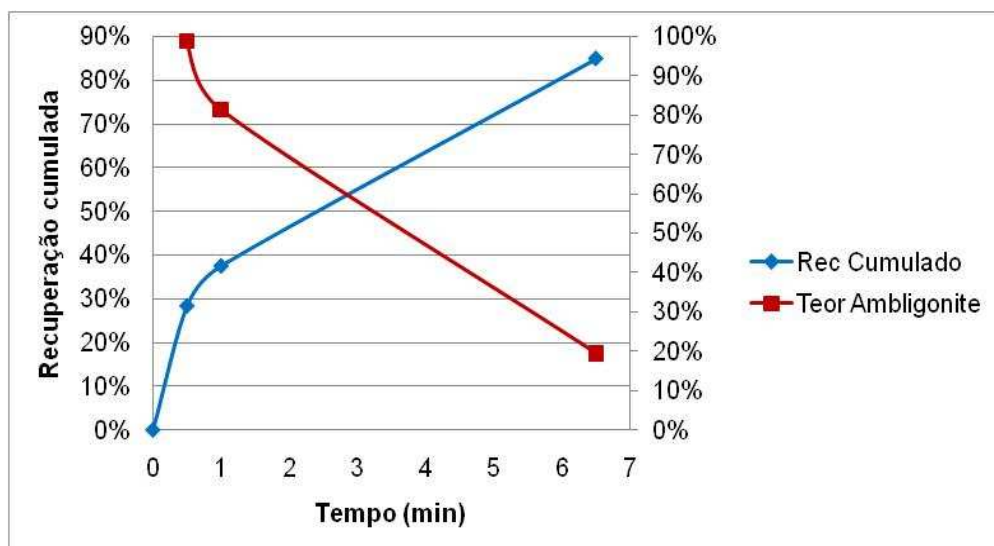


Figura 28- Gráfico Recuperação cumulada (%) e Teor em ambligonite (%) versus Tempo (min) de flutuação relativo ao ensaio 10



Figura 29- Gráfico Teor (ambligonite) (%) versus Recuperação cumulada (%) relativo ao ensaio 10

Neste ensaio já é patente um razoável índice de recuperação nos primeiros instantes, mas não foi possível manter o teor dos concentrados.

Como a quantidade de colector inicial foi demasiado baixa e houve necessidade de reforçar essa dosagem, decidiu-se repetir o ensaio arrancando com uma quantidade inicial de colector de 0,5g.

Décimo primeiro ensaio

O décimo primeiro ensaio é a repetição do anterior nas condições de “amostra pobre” e “starving” de reagente, realizado sobre o quarto lote da amostra C+D a 0,75%, a quantidade de reagente colector adicionado foi de 0,5g e após um tempo de condicionamento de 5 minutos recolheram-se espumas aos 30s, 60s, num total de 2 produtos. Tal como no ensaio anterior, depois da recolha do segundo concentrado, como o processo de flutuação parecia terminado e apenas tínhamos dois concentrados, acrescentou-se mais 0,250g de reagente. Deu-se de novo 5 minutos de condicionamento, após o qual se realizou uma recolha de espumas durante 1,5 minutos, que foi o tempo necessário para as espumas já não colectarem mais material.

No descritivo do ensaio (Figura 30) pode verificar-se que neste ensaio de flutuação se obteve um estéril (E11) com 0,32%Li e três concentrados que de teores 2,9, 3% e 2,4%Li

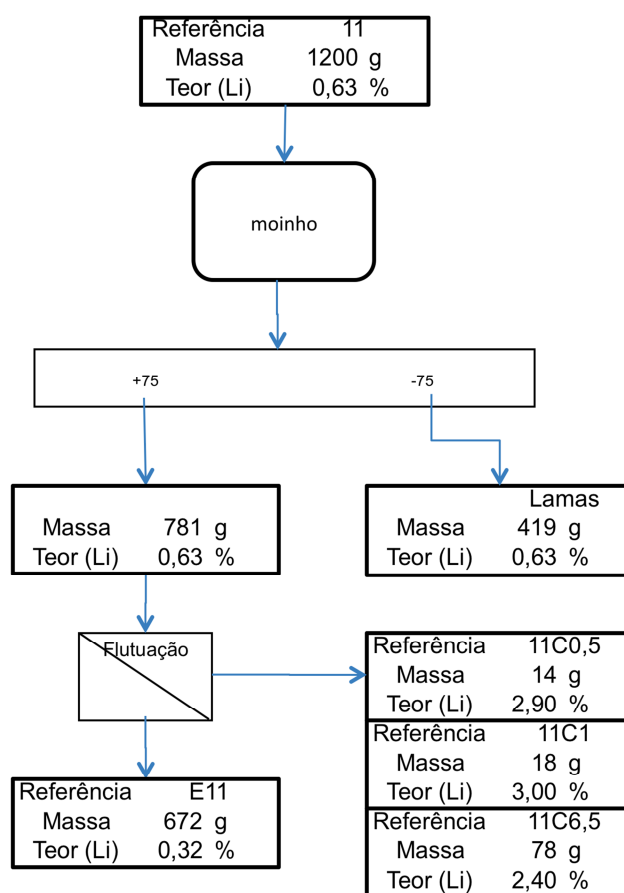


Figura 30 - Descritivo do Ensaio 11

Para este ensaio verifica-se uma recuperação de 56,5% e um rendimento ponderal de 14% (Quadro IX).

Com base nestes resultados elaboraram-se os gráficos das figuras 31 e 32. Na figura 31 pode observar-se o gráfico Recuperação e Teor vs. Tempo e na figura 32 o gráfico teor versus recuperação.

Quadro IX Resultados do Ensaio 11

	Tempo	Pesos g	%	Teores %	Distribuição Metal	Rp Cumulado	Rec Cumulado	Teor Concentrado	Teor Ambligonite
	0	0	0	0	0	0%	0%	0,00	
Concentrado 1	0,5	14	0,0179	2,900	0,0822	2%	8%	2,90	84%
Concentrado 2	1	17	0,0218	3,000	0,1033	4%	19%	2,95	87%
Concentrado 3	6,5	78	0,0999	2,400	0,3791	14%	56%	2,56	70%
Estéril	7	672	0,8604	0,320	0,4354	100%	100%	0,63	9%
Alimentação		781	1	0,63	1				18%

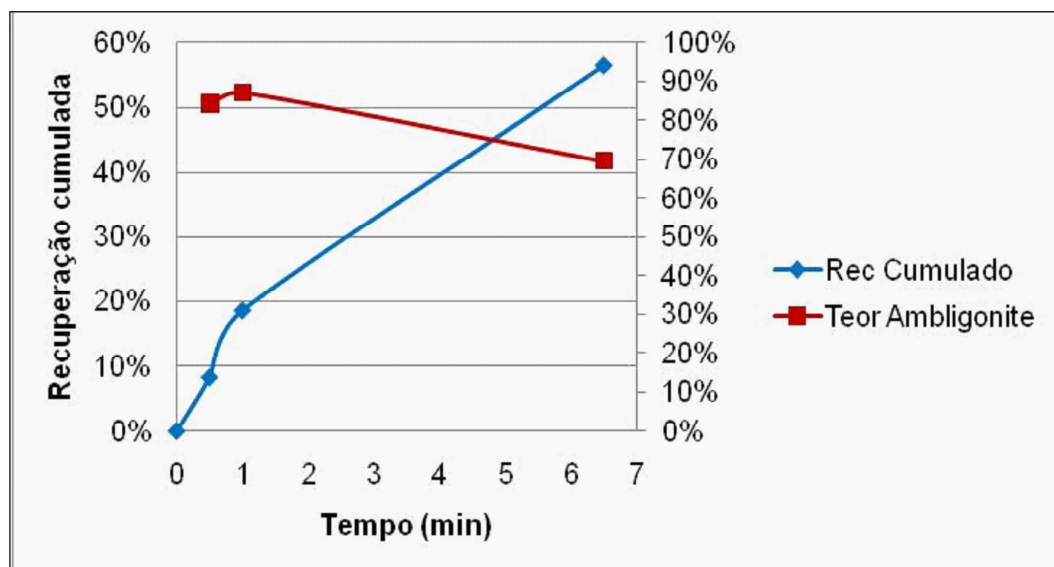


Figura 31 - Gráfico Recuperação cumulada (%) e Teor em ambligonite (%) versus Tempo de flutuação (min) relativo ao ensaio 11

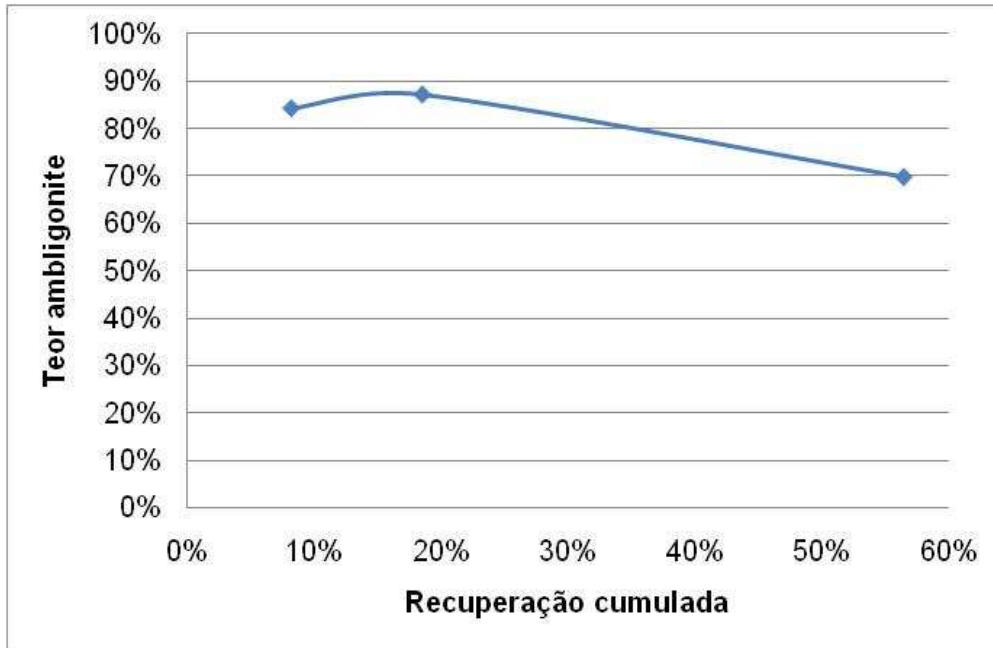


Figura 32 -Gráfico Teor em ambliognite) (%) vs Recuperação (%) relativo ao ensaio 11

Neste ensaio, embora se tenha usado uma quantidade total de reagente superior, os resultados apontam para um índice de recuperação ligeiramente inferior mas manutenção dos teores dos concentrados nos primeiros instantes relativamente ao ensaio anterior.

Esta situação, embora em contradição com a quantidade de reagente gasta, aproxima-se melhor do conceito de “starving”.

5.4.3. Apreciação de resultados obtidos nos ensaios 6,7,8,9,10 e 11

No Quadro X e na Figura 33 apresentam-se em síntese os resultados dos seis ensaios realizados sobre as amostras C+D

Quadro X- Síntese dos resultados dos quatros ensaios realizados sobre as amostras C+D

Ensaio nº	Quantidade de reagente	Alimentação	Relação de concentração	Teores dos concentrados					Estéril	Rendimento ponderal	Recuperação limite
				1	2	3	4	5			
6	2	1,00	1,30	1,30	0,95	0,87	0,86	0,84	0,50	97%	99%
7	1	1,02	3,73	3,80	3,80	3,30	2,90	-	0,31	22%	76%
8	2	0,74	1,26	0,93	0,81	0,67	0,62	-	0,29	99%	100%
9	1	0,70	1,25	0,87	0,85	0,67	0,51	-	0,21	91%	97%
10	0,25	0,68	5,03	3,40	2,80	0,67	-	-	0,23	56%	85%
11	0,5	0,63	4,59	2,90	3,00	2,40	-	-	0,32	14%	56%

Para apreciação global destes resultados foi decido utilizar a representação de Mayer, na qual, em gráficos Rec x Rp, são colocados os pontos correspondentes aos cumulados dos sucessivos concentrados obtidos. O declive da recta que une cada um desses pontos representativos com a origem define a Relação de concentração respectiva ($Rec = c/a \times Rp$).

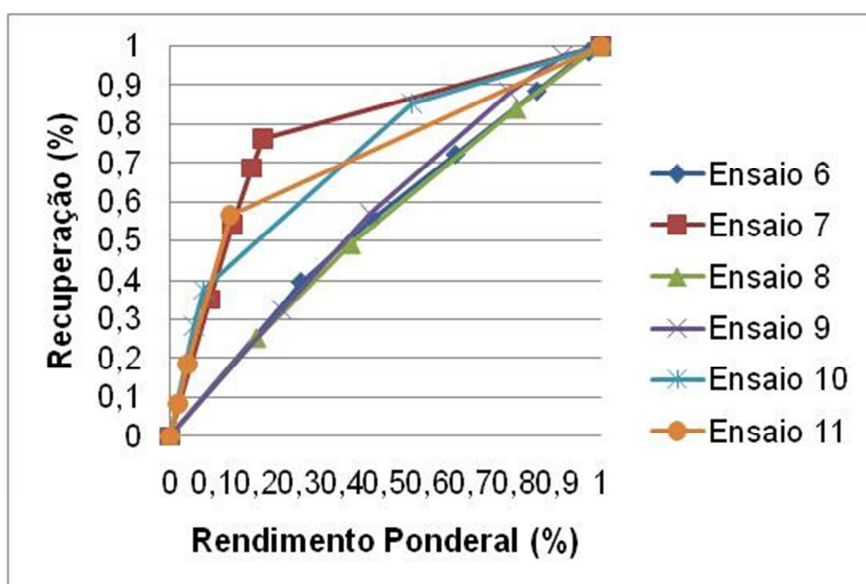


Figura 33 – Curvas Mayer nos ensaios realizados sobre as amostras C+D

Numa primeira observação do gráfico, logo se reconhece que os ensaios 6, 8 e 9 foram um insucesso total, tal como já tínhamos assinalado – notar que a linha diagonal do gráfico representa exactamente um processo de transporte de mistura perfeita e esses três ensaios aproximam-se significativamente dessa representação. Todos estes ensaios têm em comum o excesso de colector, situação que vem confirmar o que havíamos recolhido na bibliografia sobre a condição de “starving” para a flutuação da ambligonite.

Por sua vez, o ensaio 7 (“amostra rica” e “starving”) apresenta o melhor resultado alcançado. Os ensaios sobre “amostra pobre” 10 e 11 exibem igualmente uma boa Relação de Concentração para os concentrados dos primeiros instantes, sendo que o ensaio 11 se aproxima melhor da situação de “starving” que o ensaio 10.

VI Apreciação Global dos resultados

No Quadro XI estão expressos os dados de procedimento de dez dos onze ensaios realizados uma vez que no ensaio cinco não houve resultados.

Quadro XI - Dados de procedimento dos onze ensaios realizados.

Ensaio nº	1	2	3	4	6	7	8	9	10	11
massa (g)	712	500	468	1088	1200	1200	1200	1200	1200	1200
tempo moagem (min)	n	n	n	n	30	30	30	30	30	30
desenlameamento (µm)	75	n	75	75	75	75	75	75	75	75
pH	9,2	9,2	9,2	9,2	9,3	9,2	9,2	9,2	9,2	9,6
Qtd de reagente (g)	1	1	1	1	2	1	2	1	0,25	0,5
tempo condicionamento (min)	5	5	5	5	5	5	5	5	5	5
tempo de flutuação (min)	-	-	1	4	6	4	2,4	2,4	6,5	6,5
apuramento (min)	n	n	n	0,5	n	n	n	n	n	n
Recolha de espumas 1	-	-	-	-	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Recolha de espumas 2	-	-	-	-	1	1	1	1	1	1
Recolha de espumas 3	-	-	-	-	2	2	2	2	6,5	6,5
Recolha de espumas 4	-	-	-	-	4	4	2,4	2,4	-	-
Recolha de espumas 5	-	-	-	-	6	-	-	-	-	-

Na figura 34 apresenta-se em gráfico os elementos que constam do Quadro XI.

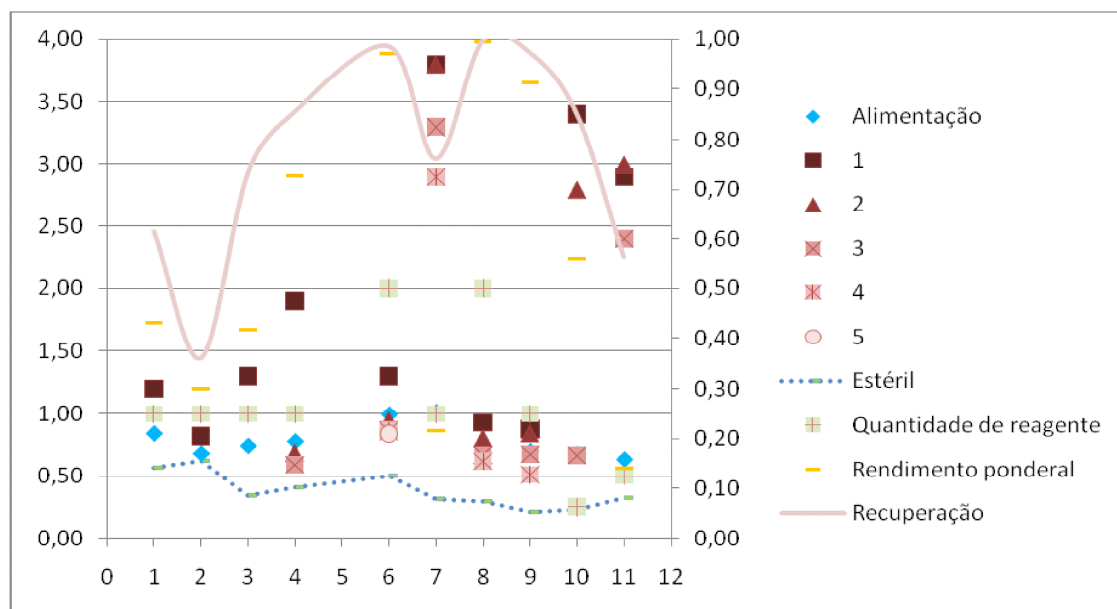


Figura -34 Gráfico de dados relativos ao quadro resumo

De sublinhar que nenhum dos ensaios permitiu obter estéreis com teores inferiores a 0,2%Li, facto que tende a confirmar que o lítio na jazida da Argemela não se encontra apenas na ambligonite, já que é conhecida a existência de micas litíferas na sua paragénesis, presumivelmente decorrente de fenómenos de metassomatismo na rocha encaixante.

A análise dos dados permite afirmar o seguinte:

- O Teor de partida influencia o comportamento da Flutuação por Espumas, sendo que teores muito abaixo de 1%Li tornam o processo mais instável e sensível à dosagem do colector;
- No entanto, uma optimização dessa dosagem parece indicar que o Teor de alimentação não impede a possibilidade de obtenção de concentrados de Teor elevado;
- O Teor de alimentação influencia directamente a Recuperação;
- Colector em excesso diminui a selectividade diminuindo, por consequência, o teor dos concentrados e aumentando o rendimento ponderal.

VII - Ensaio Líquidos densos

Chegados a este ponto, colocaram-se vários problemas fundamentais relacionados com a definição de uma proposta de Diagrama de Tratamento para o minério de lítio da Argemela:

- Imposição do Desenlameamento prévio, como condição para optimização da Flutuação por Espumas, acarreta perdas entre os 35 e os 50% com produção de lamas com 0,6% a 0,8%Li, dificilmente recuperáveis por outra via e, portanto, a acomodar em barragem de lamas, solução crítica em qualquer estudo de avaliação de impacte ambiental;
- Impossibilidade de baixar o Teor dos Estéreis de flutuação para além de 0,2%Li;
- Forte dependência da Flutuação por Espumas no Teor de alimentação e, sobretudo, na sua variabilidade;
- A estrutura da rede filoniana mineralizada em Li não se adequa a qualquer processo de exploração selectiva, que conduza a um aumento do teor em Li do “tout venant”, tal como confirmou o reconhecimento de campo efectuado a uma frente de desmonte.

Estas questões levaram a considerar que a optimização do processamento do minério de Li da Argemela passaria pela possibilidade de implementar um processo de pré-concentração, na versão de Desengrosso a Calibre de Granulação (15 a 5mm), que permitisse a eliminação de uma quantidade apreciável de material estéril da rocha encaixante a um calibre em que se teria operado apenas a libertação da ganga constituinte desse encaixe.

Dado que a densidade da ambligonite é da ordem de 3, obviamente que um tal processo só poderá ser realizado por Separação em Meios Densos (Heavy media Separation) e desde que ao calibre de trabalho a ambligonite se encontre maioritariamente sob a forma liberta ou em mistos suficientemente ricos para que a sua densidade seja reconhecida pelo meio denso do separador.

A Separação em Meio Denso é um processo de separação gravítica onde um líquido ou uma suspensão de sólidos finamente moídos e dispersos numa fase líquida, em geral água, formando um meio de densidade (real ou aparente) conhecida, é utilizada para promover a separação de partículas com densidades superiores captados no afundado denominado “sink”, das partículas de densidades inferiores que são recolhidas no flutuado ou “float”. O valor da densidade escolhida para o meio de separação deve ser intermédio relativamente aos valores de densidades dos minerais a separar e escolhido de forma a minimizar perdas de substância útil.

Assim, procurando apreciar a aplicabilidade deste processamento prévio a um possível “tout venant”, representado pela “amostra colhida em canal”, foram efectuados ensaios de Separação em Líquidos Densos para simular essa pré-concentração em Meios Densos.

Para a realização dos ensaios foi utilizado bromofórmio de densidade 2,89.

Como na amostra realizada em canal (amostra D) o teor em Li era baixo, 0,12%Li, e o calibre da maior partícula de 10mm, foram realizados dois ensaios em meio denso com o objectivo de obter um pré-concentrado com um teor de Li que permitisse um teor de alimentação à flutuação mais elevado.

No primeiro ensaio (figura 35a) o material foi crivado a 2mm tendo-se obtido dois lotes, um <2mm que foi guardado, e o segundo que foi utilizado no ensaio.

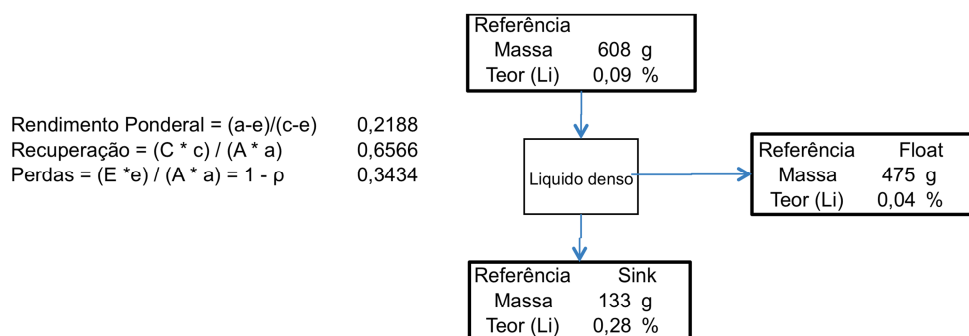


Figura 35a – Descritivo do ensaio meios densos 10/2

Para uma alimentação de 608g a 0,1% obteve-se um afundado (sink) de 0,3% e um flutuado de 0,04. O Rendimento ponderal foi de 22% e a recuperação de 66%. Na tentativa de melhorar os valores quer do concentrado quer da recuperação foi realizado um segundo ensaio.

Para o segundo ensaio o material foi de novo fragmentado garantindo que a partícula de maior calibre seria de 5mm. Este material foi crivado a 2mm obtendo-se dois lotes, um <2mm que foi guardado e um segundo, de 414g, de calibre >2mm que foi utilizado no segundo ensaio (figura 35b).

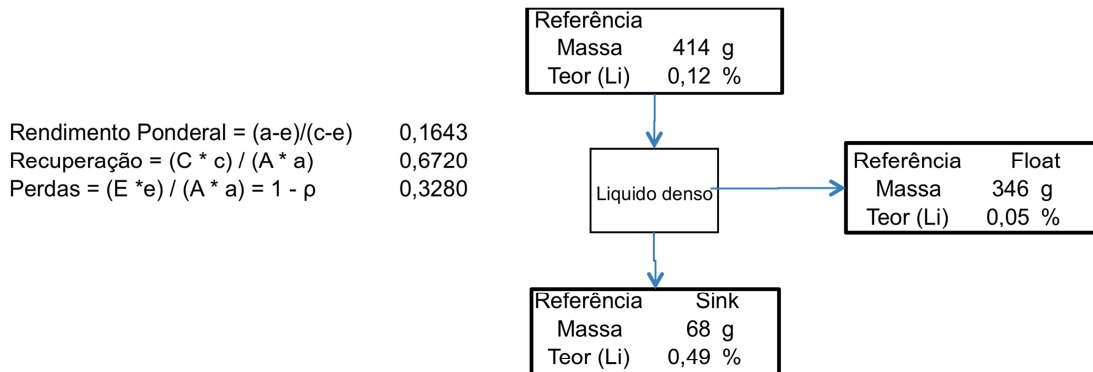


Figura 35b – Descritivo do ensaio meios densos 5/2

Para uma alimentação a 0,1% obteve-se um afundado (“sink”) de 0,5% e um flutuado de 0,05. O rendimento ponderal desceu para 16% e a recuperação aumentou para 67%.

Pode, a partir destes dois ensaios de Separação em Líquidos Densos em que se procurou apreciar a aplicabilidade deste processamento prévio a um possível “tout venant” para simular uma pré-concentração, observar-se que:

- O Desengrosso a Calibre de Granulação (5mm) permite obter uma constância razoável para o teor do afundado (sink), todavia não foram recolhidos elementos experimentais que suportem incremento do teor acima de 0,5%Li a calibre < 5mm;
- As perdas associadas são significativas, nunca inferiores a 30%;
- A produção de finos resultantes da moagem final do “sink” baixará significativamente dos 30% para cerca de 5%, conseguindo-se, deste modo, diminuir a gravidade do problema da acomodação final das lamas. Cumulativamente também diminuirão as perdas de lítio associadas ao desenlameamento prévio à Flutuação por Espumas, efeito que tenderá a compensar as perdas de lítio no “float”.

VIII - Ensaio Mesa Mozley

Como foi referido, a imposição do desenlameamento prévio como condição para optimização da Flutuação por Espumas origina lamas com calibres $<75\mu\text{m}$ e teores $>0,5\%\text{Li}$.

Como as lamas representam perdas na ordem dos 25%, tendo em vista a optimização do processamento deste minério, realizou-se um ensaio de recuperação deste material na mesa de Mozley, mesmo sabendo de antemão que o valor da sua relação de aptidão à lavagem é inferior ao valor mínimo de 2,15, limite da aplicabilidade da separação hidrogravítica.

A mesa de Mozley permite a concentração de minerais com calibres entre $100\mu\text{m}$ e $5\mu\text{m}$. É uma versão moderna da “super panner” que simula o funcionamento de uma bateia manual.

O ensaio foi realizado uma amostra com 200g das lamas do ensaio 7 (0,9%Li). Obteve-se um concentrado de 3 gramas e teor 1,6%Li, um misto de 24g e teor 1,3%Li e um estéril de 169g e teor 0,87%Li. Mesmo considerando o misto como concentrado a recuperação é de 20% associada a um rendimento ponderal de 14%.

Deste modo pode concluir-se que a mesa de Mozley não é uma solução viável para recuperação do minério perdido nas lamas.

Perante estes resultados ainda se colocou a possibilidade de ensaiar este material no separador Mozley MGS (multi gravity separator) que, beneficiando de trabalhar a 2,5 a 3G poderá melhorar o resultado da separação. Todavia questões de limite de tempo não nos permitiram incluir este objectivo nos planos de trabalho.

CONCLUSÃO

O presente estudo permitiu concluir que é tecnicamente viável a valorização do minério de ambligonite da Argemela através da Flutuação por Espumas pois é possível a obtenção de concentrados de ambligonite suficientemente ricos e com recuperações relativamente altas. Pôde confirmar-se a importância da quantidade de reagente colector relativamente à selectividade do processo de flutuação pois a utilização de colector em excesso diminui a selectividade e a eficiência, diminuindo por consequência o teor dos concentrados.

Os ensaios efectuados permitiram verificar que as lamas influenciam a flutuação ao fazer diminuir o teor do concentrado e a recuperação.

A valorização do “tout venant” pode ser optimizada se se proceder à obtenção de um pré-concentrado por Separação em Meios Densos, pois as perdas associadas à produção de lamas baixarão e tenderão a compensar as perdas no flutuado (float), com a vantagem desta solução diminuir o impacto relacionado com acomodação final das lamas.

Os diagramas seguintes resumem as duas propostas para um possível diagrama de tratamento para um minério de ambligonite da Argemela (figura 36a e 36b).

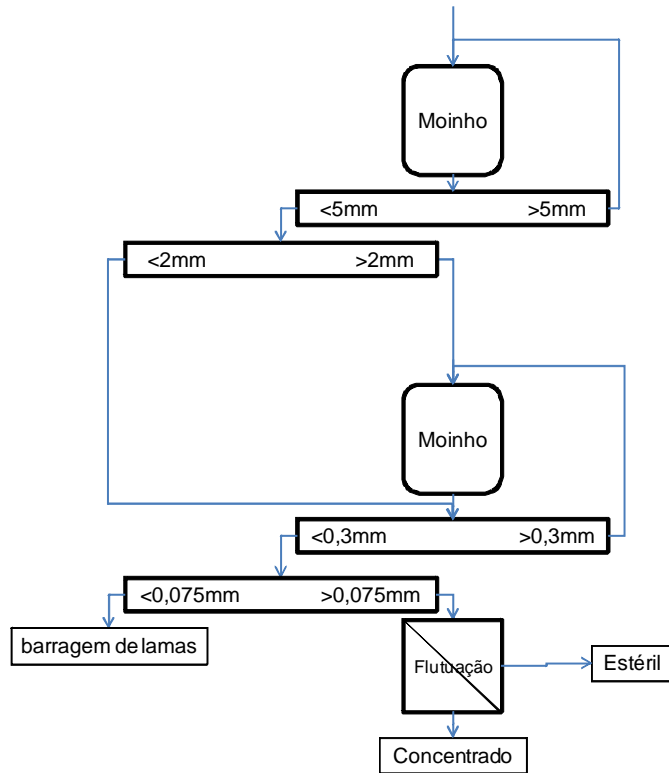


Figura 36a – Diagrama de tratamento proposto para o minério da Argemela sem Separação em Meios Densos.

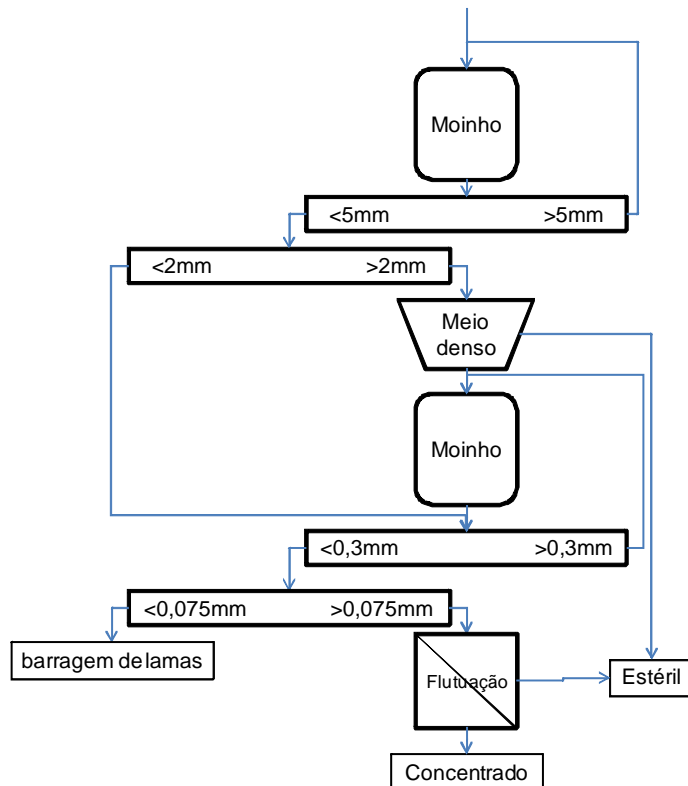


Figura 36b – Diagrama de tratamento proposto para o minério da Argemela com Separação em Meios Densos.

PARTE II

IX - Modelação cinética da flutuação

9.1 Modelação cinética da flutuação

Introdução

A cinética da flutuação é o estudo da variação temporal das propriedades da espuma de transbordo de uma célula de flutuação e a identificação quantitativa de todas as variáveis de controlo do processo. Assim, qualquer tentativa de descrição matemática deste processo, ou de qualquer outro, deve iniciar-se pela identificação clara das “propriedades” da matéria que são alteradas, ou transformadas durante o processo e das “variáveis” que controlam o processo em si mesmo.

Quando se pretende estudar a cinética da Flutuação por Espumas, pode concluir-se com alguma facilidade que a variável transformada durante o processo é a “massa” de material que se encontra dentro da célula (reactor) em determinado momento – que introduz a variação temporal (cinética) – mas não é fácil definir de forma simples quais as “variáveis” em jogo, dada a complexidade das interacções em jogo – tipo e quantidade de colector, teor médio, teor e calibre das partículas, etc.

No entanto, a cinética da Flutuação por Espumas, em termos conceptuais é em tudo comparável com a cinética de uma reacção (química, por exemplo) irreversível. Para este tipo de processo, a forma adequada de procurar uma descrição matemática passa pela proposta de uma forma adequada para a equação que descreve, não o resultado da alteração das “propriedades” ao fim de um determinado momento, mas a forma como essas “propriedades” variam no tempo em função das “variáveis” identificadas. Isto é, deve procurar-se a forma da equação diferencial que descreve a variação temporal, dado que, uma vez conhecida esta, a alteração objectiva produzida ao fim de um determinado lapso de tempo será obtida por integração dessa equação diferencial.

Genericamente, na teoria do processo das reacções irreversíveis, estas são descritas por uma equação diferencial genérica do tipo:

$$\frac{dm}{dt} = -K \cdot m^n$$

Em que:

- m é a massa de material flutuável que em determinado momento se encontra dentro da célula, sujeita às reacções do processo;
- t é a variável tempo;
- K é um factor que, por falta de outra forma mais explícita, descreve na totalidade as variáveis de controlo do processo. Dado que, por imposição do princípio da homogeneidade dimensional, terá a dimensão de $[T^{-1}]$, este factor representa a velocidade de transformação com que decorre o processo;
- n é um simples parâmetro que pode ser usado para descrever o tipo de reacção em causa;
- o sinal negativo pretende exprimir que a variável m diminui no decorrer do processo.

Para determinação do valor do expoente n , que, como já foi dito, pode ser usado para descrever o tipo de reacção, é costume invocar como exemplo dois casos típicos de processos:

- $n=1$ – representa uma cinética de primeira ordem, caracterizada pelo facto da velocidade da variação da massa em processamento depender da massa disponível para reagir (no momento t). Esta cinética é típica dos processos não saturados;
- $n=0$ – conduz a uma cinética de ordem zero, caracterizada pelo facto da velocidade da variação da massa em processamento ser independente dessa massa, descrevendo, portanto, um típico processo de saturação;
- Outras cinéticas de ordens diferentes, inclusive fraccionárias, em teoria são admissíveis, porém, quando apenas se destinam a melhorar a qualidade do ajuste matemático, o seu interesse é discutível.

No caso da Flutuação por Espumas, ambas as primeiras cinéticas são aceitáveis:

- a cinética de ordem zero costuma ser invocada para descrever os primeiros instantes da flutuação em que, devido ao excesso de partículas em condições de serem agregadas nas bolhas face ao número de bolhas disponíveis, estas ficam saturadas e não há espaço na sua superfície para totalidade das partículas existentes em condições equivalentes. Trata-se, assim de um típico processo de competição;
- a cinética de primeira ordem tem potencialidade para descrever os instantes seguintes do processo, quando há espaço suficiente nas bolhas para a quantidade de partículas em condições de ser agregadas, segundo um mecanismo de tentativas sucessivas de adesão às bolhas.

No presente capítulo desenvolve-se um exercício de aplicação de alguns modelos a 4 dos ensaios realizados, respectivamente, 6 e 7 e 10 e 11, procurando dar um contributo para melhor compreensão do processo estudado.

Será utilizado um modelo standard muito vulgar, designado por Fast & Slow e desenvolvida uma aplicação de um modelo específico destinado a realizar uma melhor descrição fenomenológica do processo (Leite e Barros e tal).

Modelos de Flutuação

Como vimos anteriormente, as complexas interações físico-químicas envolvidas no processo de flutuação terão, necessariamente, que ser descritas pela constante cinética K (Dowling et al 1985) dado que na respectiva equação cinética de 1ª ordem não há outra forma de o conceber.

Nos casos de cinética de primeira ordem em que o parâmetro K pode ser admitido como constante, naturalmente independente do tempo t , a equação diferencial anterior pode ser facilmente integrada por separação de variáveis, sendo o resultado da integração dado pela seguinte expressão, em que m_0 é a massa inicial do componente flutuável:

$$m = m_0 \cdot \exp(-K \cdot t)$$

Esta forma integrada permite exprimir a Recuperação do processo (em material flutuável) na forma seguinte:

$$Rec = 1 - Perdas = 1 - \frac{m}{m_0} = 1 - \exp(-K \cdot t)$$

Quando se procede ao ajuste directo do modelo descrito desta forma simples, para determinação do valor da constante cinética que melhor explica os resultados experimentais disponíveis, a experiência tem demonstrado que os ensaios cinéticos de flutuação não são adequadamente descritos por uma cinética de primeira ordem, dado que as respectivas representações gráficas (logarítmicas) se afastam desse comportamento linear.

Perante esta constatação, a conclusão natural será assumir que o processo é não-linear, seja porque a cinética é de ordem superior à primeira, ou a constante cinética K é variável no tempo.

Como ambas as situações conduzem a descrições matemáticas mais complexas, nem sempre facilmente interpretáveis em termos fenomenológicos, é costume adoptar-se uma abordagem que consiste em continuar a aceitar a linearidade intrínseca do processo mas, em vez de considerar o sistema constituído por uma “família única” de partículas, aceitar a existência de várias “famílias”, exibindo cada uma a sua própria constante cinética K_i .

O modelo “Fast and Slow” nasce precisamente de um exercício de experiência prática bem-sucedido de aplicação de um modelo constituído por DUAS famílias de partículas, uma com elevada velocidade de flutuação e outra com flutuabilidade mais lenta, para descrever adequadamente resultados experimentais. Neste pressuposto, a anterior expressão da *Rec* (recuperação) assumirá a forma de um combinação linear de dois termos da mesma forma analítica da integração, em que os factores de ponderação serão as abundâncias relativas das duas famílias na massa inicial *m*, tal como a seguir se exprime:

$$Rec = (1 - \exp(-K_F \cdot t)) \cdot F_F + (1 - \exp(-K_S \cdot t)) \cdot (1 - F_F)$$

Sendo:

Rec – recuperação do componente fluotável no tempo *t*

K_F – constante cinética da classe com velocidade de flutuação mais elevada

K_S - constante cinética da classe de flutuabilidade mais lenta

F_F – fracção de material na classe que exhibe maior velocidade de flutuação.

Quando a curva *Rec* x tempo tende assintoticamente para uma Recuperação-Limite $R^\infty < 100\%$, a anterior expressão toma a forma:

$$Rec = (1 - \exp(-K_F \cdot t)) \cdot F_F + (1 - \exp(-K_S \cdot t)) \cdot (R_\infty - F_F)$$

Estes modelos são de tipo empírico dado que o número de classes é arbitrário e é escolhido apenas com a finalidade de melhorar a qualidade do ajuste, não havendo qualquer possibilidade de correlacionar estas classes com as propriedades físico-químicas das partículas em processamento. Neste estrito sentido, o modelo Fast & Slow não deve ser considerado um modelo fenomenológico.

Modelo Fenomenológico

Admitindo, tal como no modelo Fast & Slow, que a Flutuação por Espumas pode ser modelada através de combinações lineares de várias cinéticas de primeira ordem, cada uma delas correspondente a uma dada classe de partículas com uma determinada propriedade cinética específica, característica das partículas que compõem essa classe, a modelação cinética fenomenológica da Flutuação por Espumas pode ser conseguida associando a cada uma dessas classes os respectivos valores médios de calibre e teor (Kapur & Mehrotra, 1973; Barros, 1995, Barros et al, 2000, Machado Leite, 1992).

No entanto, para se operacionalizar este modelo combinatório é necessário ter acesso à distribuição das propriedades calibre e teor na alimentação do processo de flutuação, isto é, conhecer os respectivos histogramas experimentais, situação fácil de conseguir no caso do calibre, mas que no caso do teor pode envolver processos analíticos muito onerosos (contagem de pontos ao microscópio, análise de imagem, separações finas em líquidos densos ou separador Franz, ou, ainda, um bom descritor matemático da libertação por fragmentação)

Adiante mostraremos que pressupostos tiveram que ser assumidos para fazer uma aplicação concreta deste modelo aos dados cinéticos disponíveis.

Uma vez resolvido o problema do conhecimento das distribuições do calibre e do teor na alimentação ao processo, o passo seguinte será encontrar uma formulação adequada da dependência da constante cinética K_i de cada classe nos respectivos valores médios do calibre e do teor da classe. Seguindo a proposta de alguns autores (Barros, 1995, Machado Leite, 1992), essa constante pode ser definida como dependente de:

- Probabilidade de colisão das partículas com as bolhas de ar, dependente do calibre das partículas e do tamanho das bolhas;

- Probabilidade de adesão das partículas, após o choque com as bolhas, dependente da flutuabilidade das partículas e relacionada com o seu teor e a actividade do colector;
- Probabilidade de passagem das bolhas carregadas às espumas;
- Efeito de arrastamento indiscriminado;
- Efeito do enriquecimento das espumas por drenagem dos arrastados.

Admitindo que estes mecanismos são controlados pelo calibre e teor, a modelação cinética de flutuação pode ser conseguida a partir do conhecimento das classes fenomenológicas m_{ij} que representam a massa de partículas correspondente a cada um dos intervalos de calibre i e teor j da alimentação (Machado Leite, 1992).

Assim, a cinética de 1ª ordem que descreve o processo de flutuação é expressa pela equação já anteriormente estudada:

$$\frac{dm_{ij}}{dt_{ij}} = -K_{ij} \cdot m_{ij}$$

cuja forma integrada para K_{ij} constante é dada por:

$$m_{ij} = \exp(-k_{ij} \cdot t) \cdot m_{0ij}$$

sendo:

m_{ij} – massa de partículas com calibre i e teor j (massa de partículas com a mesma velocidade de flutuação), no instante t ;

m_{0ij} – massa de partículas com calibre i e teor j (massa de partículas com a mesma velocidade de flutuação), no instante inicial;

k_{ij} – constante cinética da classe ij ;

t – tempo de residência

A massa total flutuada, ao fim de um certo tempo t de residência, é determinada através da quantificação das partículas que são recolhidas no concentrado:

$$\sum_{i,j} (m0_{i,j} - m_{i,j}) = \sum_{i,j} (m0_{i,j} - \exp(-k_{i,j} \cdot t) \cdot m0_{i,j})$$

Por sua vez, a massa de substância útil (no caso, ambligonite) correspondente será obtida no cômputo anterior multiplicando a massa de cada classe de teor pelo respectivo teor médio da classe, a_j :

$$\sum_{i,j} (m0_{i,j} - m_{i,j}) a_j$$

O conhecimento do tipo de partículas recolhidas vai permitir um estudo mais completo sobre o comportamento dos mistos numa célula de flutuação, dado que o valor das constantes cinéticas k_{ij} para cada uma das classes será dependente dos respectivos teores (médios de cada classe), determinado através da expressão:

$$K_{i,j} = Pc_i \cdot Pa_j + K_{ar}$$

Pc_i – probabilidade de colisão das partículas com as bolhas;

Pa_j – probabilidade de adesão das partículas após a colisão;

K_{ar} – parâmetro relacionado com os efeitos provocados pelo arrastamento

Com as probabilidades de colisão e de adesão dadas pelas seguintes expressões em que \emptyset_{bolha} é um parâmetro que exprime a eficiência da colisão (relacionado com o calibre média da bolha) e w se refere à eficiência da adesão (através das características do colector):

$$Pc_i = \exp\left(\frac{-\emptyset_{bolha}}{Calibre_i}\right)$$

$$Pa_j = wTeor_j^w$$

9.2 - Estudo cinético (aplicação dos modelos)

Nesta segunda parte do trabalho faz-se um estudo complementar de cinética da flutuação, ajustando os modelos aos resultados que foram considerados mais coerentes – ensaios 6, 7, 10 e 11.

O processo de ajuste dos vários modelos estudados implica a determinação dos parâmetros que comandam cada modelo – respectivamente K_F , K_S e F_F no modelo F&S e \emptyset_{bolha} , w e K_{ar} no modelo combinatório – e que melhor permitem descrever os resultados experimentais obtidos no laboratório.

Para este cálculo é costume utilizar-se uma técnica de inversão (“back calculation”) recorrendo a um otimizador numérico que, partindo de um “guess” inicial, procura os valores dos parâmetros que minimizam a soma dos quadrados dos desvios entre os resultados experimentais e os previstos pelo modelo (função objectivo).

Tirando partido do facto das equações diferenciais serem integráveis analiticamente e de a folha de cálculo EXCEL possuir um otimizador numérico bastante amigável e eficaz – SOLVER – decidimos efectuar todo o cálculo matemático sobre essa plataforma de software, em detrimento do uso de uma linguagem científica programável.

F&S “Fast and Slow Model”

Nas páginas seguintes apresentam-se os resultados do ajuste do modelo matemático “Fast and Slow Model”, que contempla a existência de duas famílias de partículas a de “**alta velocidade de flutuação**” e a de “**baixa velocidade de flutuação**”, que determina os valores de K_f (constante cinética relativa à família de alta velocidade), K_s (constante cinética relativa à família de baixa velocidade) e F_f (fracção de material na polpa de alta velocidade de flutuação) que melhor reproduzem a evolução temporal dos valores da recuperação (Rec) para os tempos utilizados no ensaio (Rec* são os valores de recuperação simulados pelo modelo).

Modelação do Ensaio 6

Na figura 37 estão representadas as duas curvas de recuperação, a obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*)

Kf	1
Ks	0,2312
Ff	0,7997

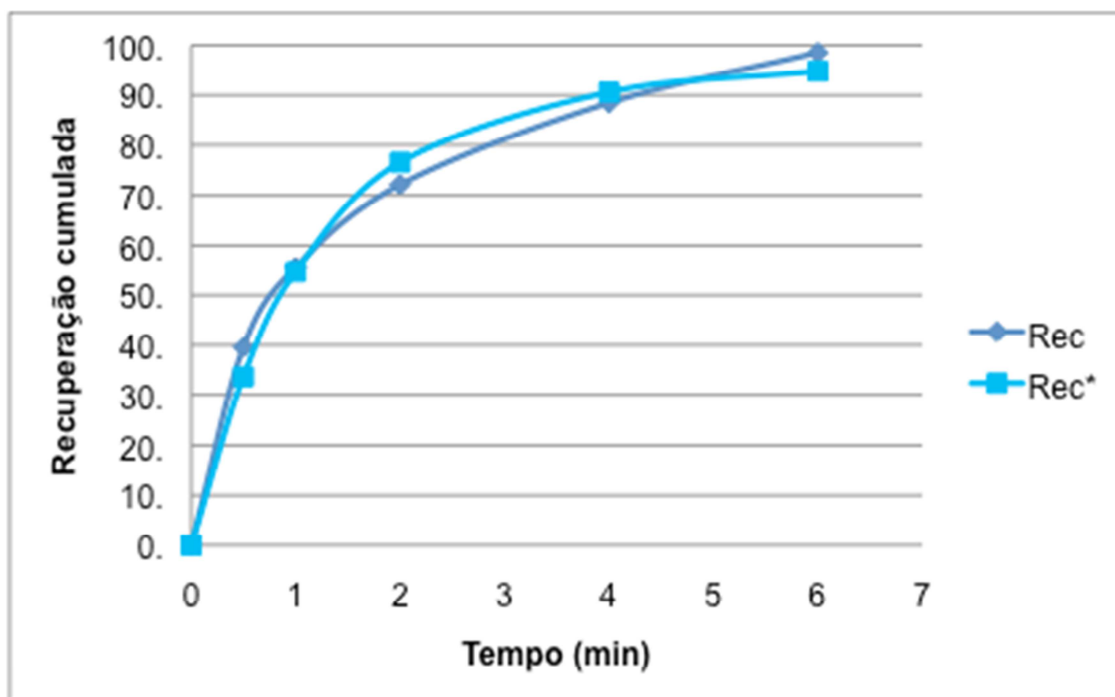


Figura 37 - Diagrama Recuperação vs Tempo para o Ensaio 6. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Modelação do Ensaio 7

Na figura 38 estão representadas as duas curvas de recuperação, uma obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*)

Kf	1
Ks	0
Ff	0,8036

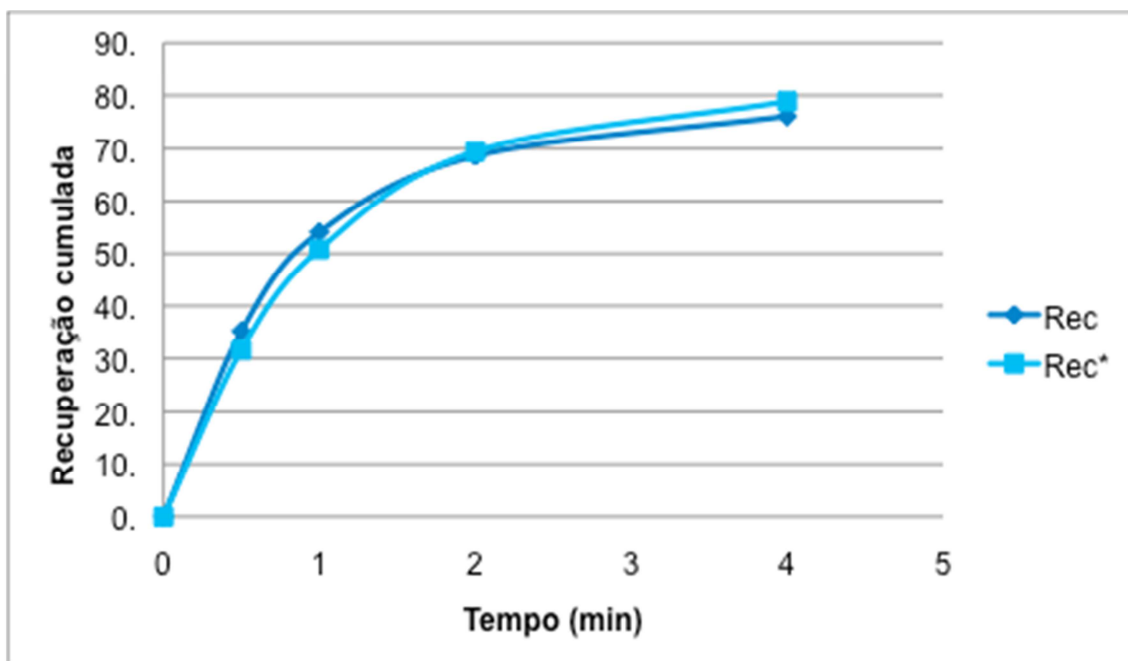


Figura 38- Diagrama Recuperação vs Tempo para o Ensaio 7. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Modelação do Ensaio 10

Na figura 39 estão representadas as duas curvas de recuperação, uma obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*)

Kf	1
Ks	0,1804
Ff	0,5121

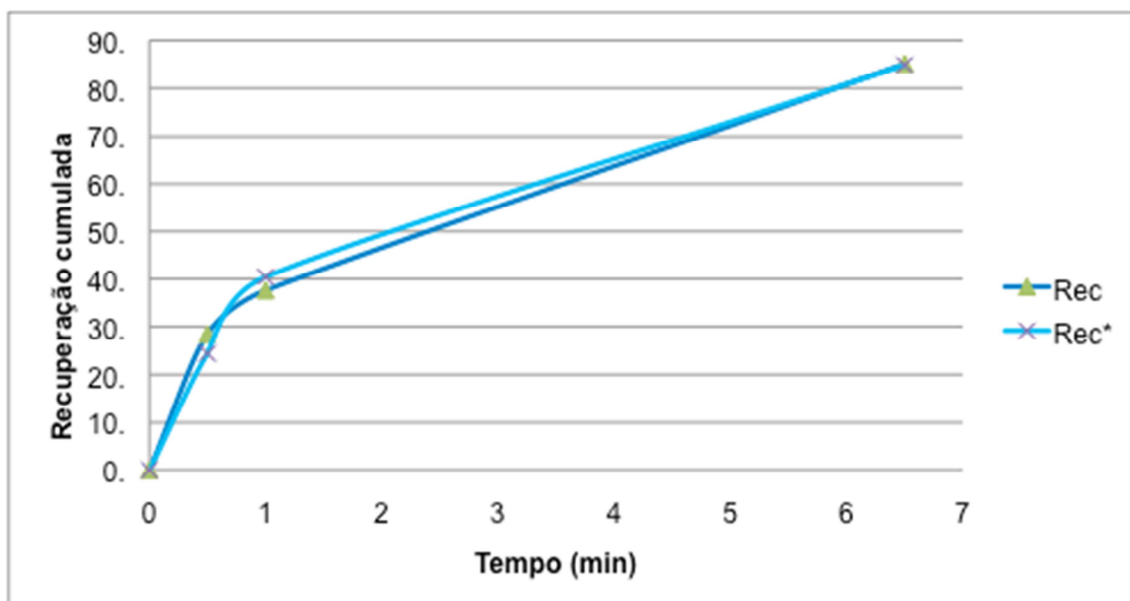


Figura 39- Diagrama Recuperação cumulada (%) vs Tempo (min) para o Ensaio 10. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Modelação do ensaio 11

Na figura 40 estão representadas as duas curvas de recuperação, uma obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*)

Kf	0,9736
Ks	0,1044
Ff	0,1430

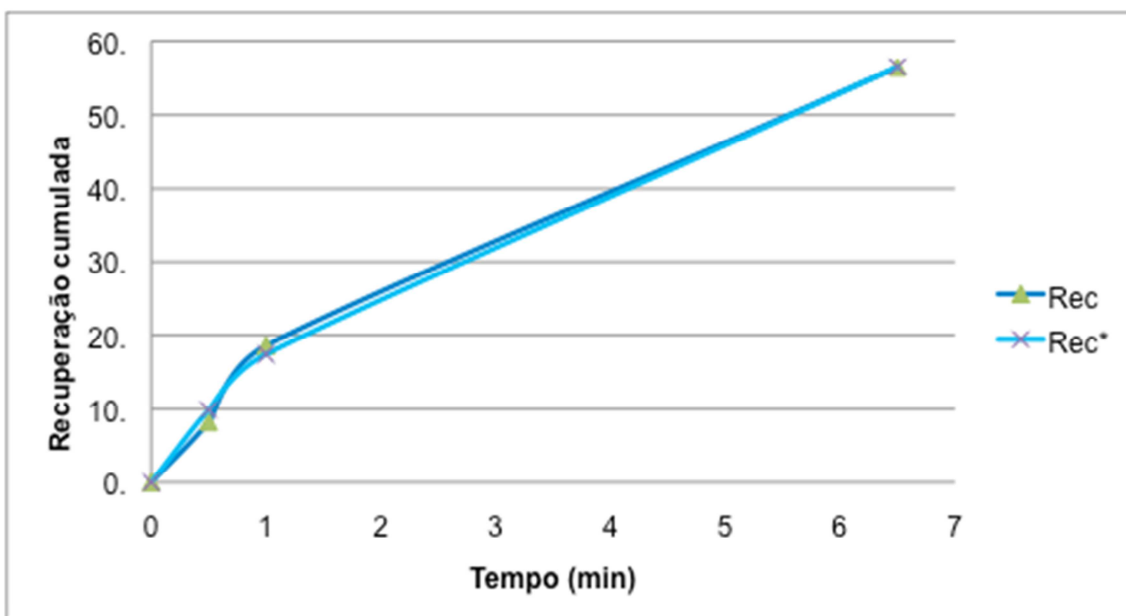


Figura 40 - Diagrama Recuperação cumulada (%) vs Tempo (min) para o Ensaio 11. Curva de recuperação obtida para o ensaio (Rec), e curva obtida por modelação (Rec*).

Análise dos parâmetros otimizados - conclusões

O modelo F&S tende a admitir que a classe de cinética mais rápida tem sempre o mesmo valor e próximo da cinética máxima – embora não seja legítimo fazer uma ilação directa, este comportamento é compatível com um cenário de libertação total da ambligonite.

No ensaio que revelou maior selectividade – ensaio 7 – o modelo F&S não necessitou de admitir uma “classe lenta” para interpretar os resultados.

A variação de F_F na globalidade dos ensaios, embora não permita uma leitura inequívoca, assinala manifestamente a diferença entre as duas alimentações ensaiadas – a rica nos ensaios 6 e 7 e a pobre em 10 e 11.

A classe “lenta” parece ser decisiva para justificar as recuperações mais elevadas, nomeadamente obtidas nos tempos mais longos. Neste sentido, o efeito de “starving” é descrito por ausência de classe lenta ou sua menor velocidade.

Perante esta leitura, o ensaio 11 exhibe maior efeito “starving” que o ensaio 10, embora o consumo experimental de reagente tenha sido em sentido contrário (não esquecer, porém, que em ambos os ensaios foram feitas adições intercalares de reagente e não é possível garantir que tenham sido efectuadas em condições comparáveis).

No quadro seguinte encontram-se os valores dos parâmetros do modelo F&S.

ensaio	F&S		
	Kf	Ks	Ff
6	1,00	0,231	0,800
7	1,00	0,000	0,804
10	1,00	0,180	0,512
11	0,97	0,104	0,143

Quadro XII – resumo dos parâmetros Kf, Ks, e Ff.

Como conclusões genéricas do ajuste do Modelo Fast & Slow, salienta-se:

1. Boa qualidade da aderência do modelo aos resultados experimentais;
2. Ambas as classes convencionadas para descrever o comportamento do processo têm legibilidade física através dos valores ajustados para os parâmetros;

3. A variante do modelo com inclusão de uma Recuperação Limite diferente de 100% não melhorou a qualidade dos ajustes.

No entanto, dado tratar-se de uma natural condicionante da própria concepção do modelo, este foi ajustado apenas às Recuperação, independentemente dos teores obtidos experimentalmente para os respectivos concentrados. Não obstante esta lacuna do modelo, a leitura efectuada sobre o valor de cada um dos parâmetros ainda foi capaz de identificar que a “classe lenta”, ao contribuir para justificar recuperações mais elevadas, será a responsável pelo abaixamento dos teores obtidos.

Na tentativa de efectuar uma melhor leitura e interpretação dos resultados experimentais disponíveis, nos parágrafos seguintes descreve-se a aplicação do modelo de combinatórias de cinéticas de primeira ordem, contemplando agora Recuperação e Teores dos concentrados, em simultâneo.

MODELO FENOMENOLÓGICO – Combinatória de cinéticas de 1ª ordem

A aplicação do Modelo Fenomenológico, baseado numa combinatória de cinéticas de primeira ordem, pressupõe, em primeiro lugar, que se definam as classes de partículas intervenientes no processo e a forma de determinar experimentalmente as respectivas distribuições de propriedades nessas classes.

Com descrito anteriormente, as propriedades relevantes a levar em consideração são o **calibre** e o **teor**.

Para estabelecimento das classes de calibre, cada uma das amostras utilizadas nos ensaios 6, 7, 10, e 11, respectivamente “C+D a 1%” e “C+D a 0,75%”, foram determinados os histogramas experimentais de calibre, utilizando uma série de peneiros standard (#50, #70, #100, #140, #200). Cada classe granulométrica passou a ser designada pelo respectivo calibre médio.

O estabelecimento das classes de teor exigiria, analogamente, a realização de uma qualquer separação pelo teor para definição das respectivas classes, recorrendo a um dos métodos já anteriormente referidos. Todavia, face à complexidade, dificuldade e custo dessa tarefa, efectuamos uma conjectura de LIBERTAÇÃO TOTAL sobre a ambligonite que, embora considerada MUITO FORTE, é legitimada pelos estudos mineralógicos efectuados e descritos no capítulo 4.3, paginas 22 e 23. Segundo esta conjectura, abaixo de 300 μm o minério pode ser considerado binário, constituído apenas por dois tipos de partículas – amblinonite e não-ambligonite. A legitimidade desta conjectura suporta-se na ocorrência grosseira da ambligonite da Argemela, com calibres na textura da ordem de 10mm.

Partindo desta visão simplificada do sistema em estudo, a distribuição de teores possui apenas as 2 classes referidas. Para a determinação da respectiva distribuição conjunta calibre x teor, cada classe granulométrica anteriormente determinada foi analisada quimicamente para o elemento Li, assumindo-se que o teor em Li advém das partículas a 100% ambligonite, dado ter-se admitido que não existem mistos.

Modelação com arrastamento e com flutuação imprópria

Assumindo esta conjectura para definir a distribuição conjunta calibre x teor (representada no modelo pela matriz m_{0ij}), o modelo é comandado pelos seguintes parâmetros:

- \emptyset_{bolha} – ajusta a eficiência da colisão, que varia de classe para classe em função do respectivo calibre;
- w – ajusta a eficiência da adesão em função do teor;
- K_{AR} – modela um ARRASTAMENTO indiscriminado. A necessidade de um efeito de arrastamento é obrigatória para justificar os teores encontrados nos concentrados (com efeito, como o modelo só contempla partículas de teor =100% ou =0% em ambligonite e a adesão é sempre nula para partículas de teor =0%, sem efeito de arrastamento os concentrados teriam sempre teor =100%).

Como veremos na apreciação dos resultados do ajuste do modelo, o fenómeno de arrastamento não interpreta convenientemente a evolução temporal do teor dos concentrados – isto é, o efeito indiscriminado (que caracteriza, por definição, o arrastamento) não é suficiente para acompanhar a evolução dos teores. Na realidade, observando atentamente os vários gráficos de evolução do teor ao longo do tempo nota-se que nos primeiros instantes de flutuação o teor dos concentrados é relativamente alto (o que é compatível com um arrastamento pequeno) e, à medida que o tempo evolui, mostra tendência para baixar a um ritmo mais forte (ou, seja, arrastamento maior).

Perante esta constatação, fomos levados a supor que estaremos em presença de um fenómeno de características tipicamente não-lineares (varia com o tempo):

- Nos primeiros instantes, quando existe abundância de partículas de ambligonite em condições de serem agregadas nas bolhas, a probabilidade de serem agregadas partículas de ganga é pequena (falta de espaço nas bolhas e/ou colector em quantidade insuficiente);
- À medida que as espumas transportam a ambligonite para fora da célula, vai aumentando a probabilidade de partículas de ganga serem agregadas nas bolhas e transportadas para o concentrado.

Assim sendo, não se trata de um fenómeno de arrastamento, porque não é indiscriminado em relação ao teor como já constado anteriormente, mas resultará de alguma afinidade do colector para reagir com partículas de não-ambligonite em regime de competição.

Pela sua similitude com o próprio processo de agregação de partículas de ambligonite, propomos chamar a este fenómeno de **FLUTUAÇÃO IMPRÓPRIA** (já que o termo de Flutuação Falsa é frequentemente usado para referir o fenómeno do Arrastamento (Pita, 2000)). Como o efeito não-linear obrigaria a uma abordagem matemática mais complexa do processo de integração das equações diferenciais que não tivemos tempo para analisar e resolver adequadamente, adoptou-se uma simples variação discreta da **FLUTUAÇÃO IMPRÓPRIA** à custa de 2 parâmetros de agregação às bolhas, actuando

apenas nas partículas de ganga e independentemente do seu calibre, um para ajustar os primeiros instantes e o outro para tomar conta dos tempos mais longos.

Ensaio 6

Na figura 41 estão representadas as duas curvas de recuperação, uma obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*) e duas curvas de teores uma relativa ao teor em ambligonite e outra ao teor obtido por modelação por arrastamento. Na figura 42 estão representadas idênticas curvas mas para flutuação imprópria.

fi bolha 0,24

w 1

ar 0,609497335

Modelo de arrastamento

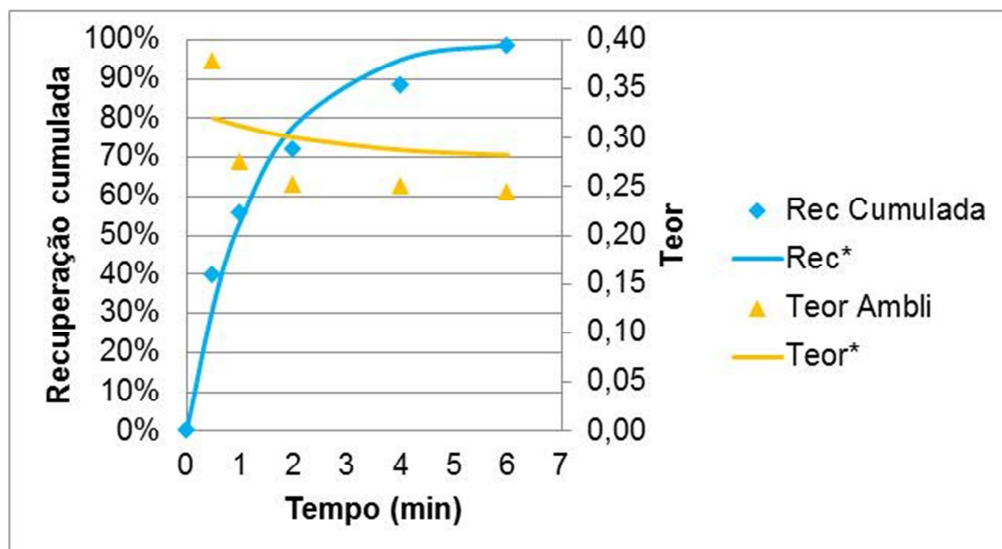


Figura 41 - Diagrama das curvas de recuperação cumulada para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por modelação por arrastamento do ensaio 6.

Flutuação imprópria

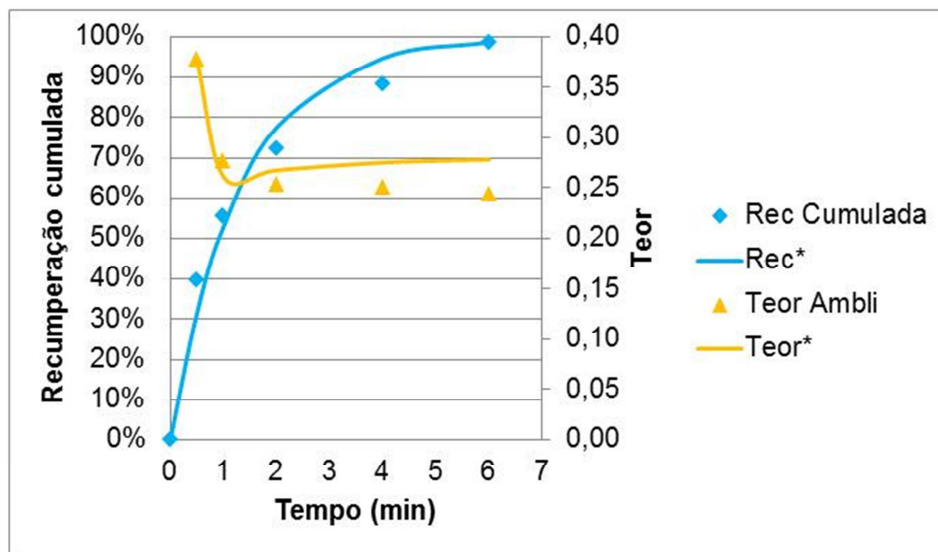


Figura 42 - Diagrama das curvas de recuperação cumulada para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por flutuação imprópria do ensaio 6

Ensaio 7

Na figura 43 estão representadas as duas curvas de recuperação, uma obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*) e duas curvas de teores uma relativa ao teor em ambligonite e outra ao teor obtido por modelação por arrastamento. Na figura 44 estão representadas idênticas curvas mas para flutuação imprópria.

Modelo com arrastamento

fi bolha 0,052579583

w 1

ar 0,009368625

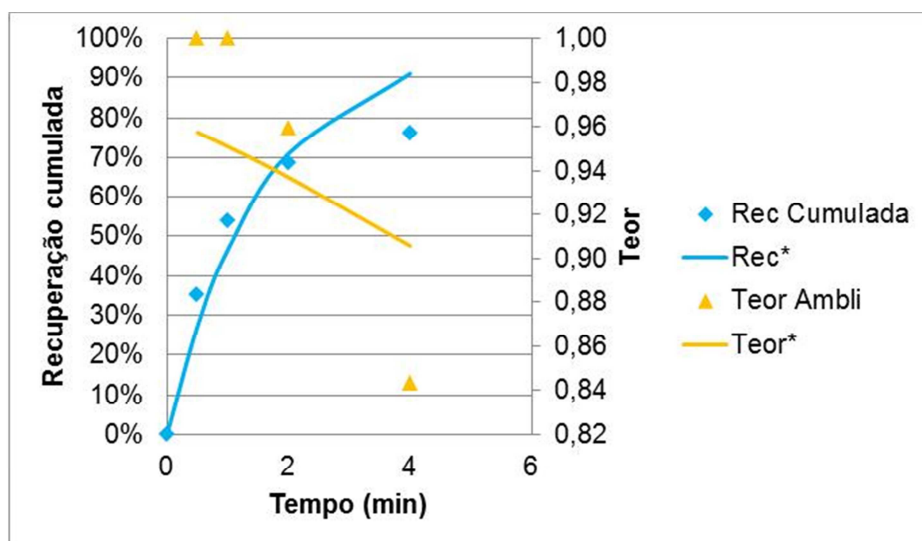


Figura 43 - Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por modelação por arrastamento do ensaio 7.

Flutuação imprópria

fi bolha 0,05

w 1,00

fi1 0,00

ff2 0,01

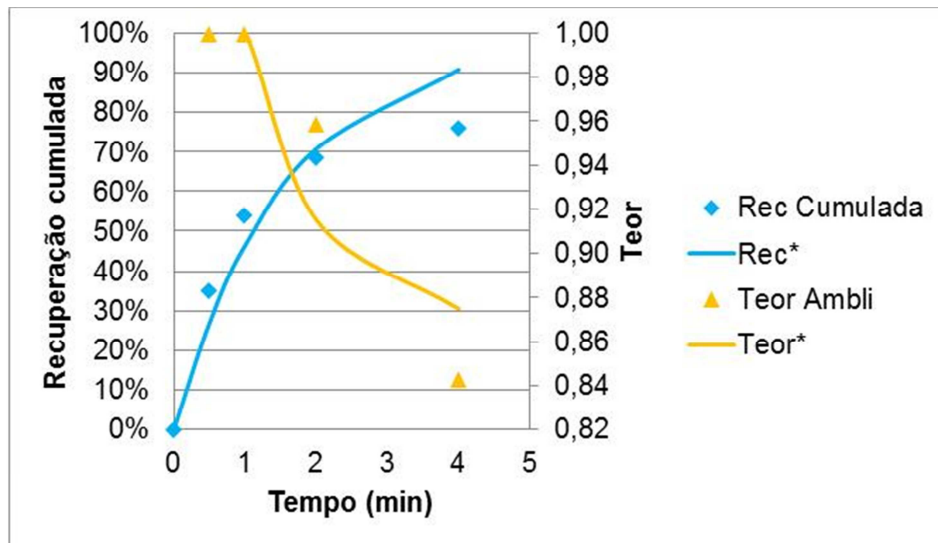


Figura 44- Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por flutuação imprópria do ensaio 7

Neste ensaio 7 o último tempo do ajuste prevê uma Rec superior à Experimental que nos outros casos não se verificou este comportamento, porque ou houve excesso de reagente desde o início, ou houve adições

Fica assim demonstrado que o modelo de LIBERTAÇÃO total é demasiado rígido para interpretar este comportamento - seria necessário contemplar uma "família" lenta, que justificasse uma aumento quase assintótico da recuperação. A única maneira seria admitir a existência de MISTOS.

Ensaio 10

Na figura 45 estão representadas as duas curvas de recuperação, uma obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*) e duas curvas de teores uma relativa ao teor em ambligonite e outra ao teor obtido por modelação por arrastamento. Na figura 46 estão representadas idênticas curvas mas para flutuação imprópria.

Modelação com arrastamento

fi bolha 0,266135962

w 1

ar 0,019514762

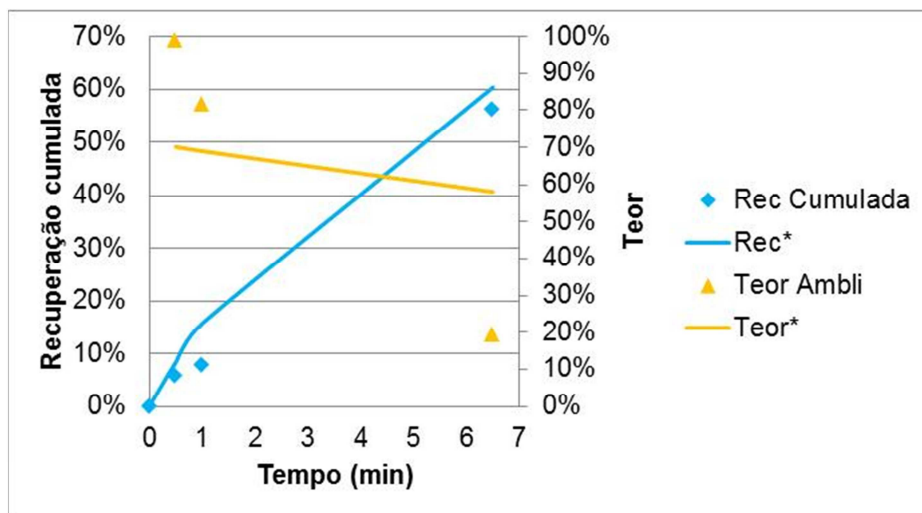


Figura 45 - Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por modelação por arrastamento do ensaio 10.

Flutuação imprópria

fi bolha	0,07
w	1,00
fi1	0,00
fi2	0,07

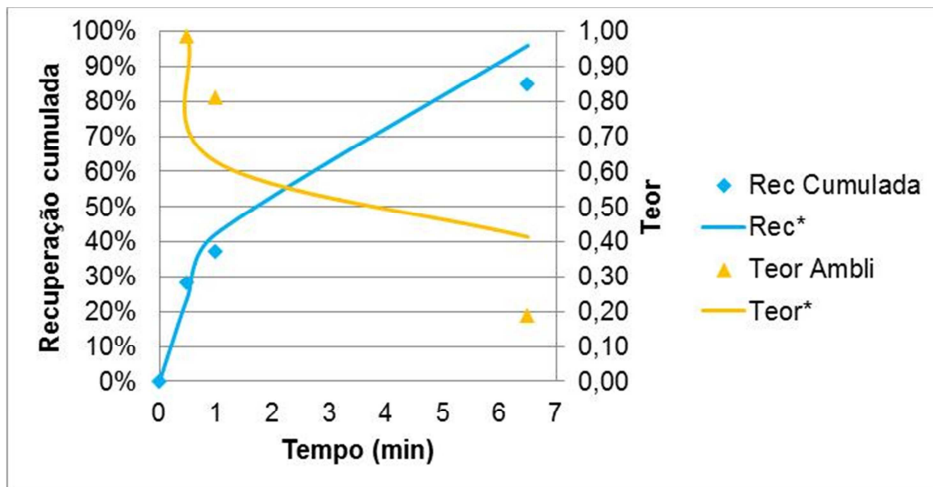


Figura 46- Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por flutuação imprópria do ensaio 10

A recuperação foi menor nos primeiros instantes. Mesmo assim é visível o efeito de Selectividade. Teor sobe relativamente ao "colector normal".

Ensaio 11

Na figura 47 estão representadas as duas curvas de recuperação, uma obtida para o ensaio (Rec), e a curva obtida por modelação (Rec*) e duas curvas de teores uma relativa ao teor em ambligonite e outra ao teor obtido por modelação por arrastamento. Na figura 48 estão representadas idênticas curvas mas para flutuação imprópria.

Modelação com arrastamento

fi bolha 0,260803014

w 1

ar 0,008833167

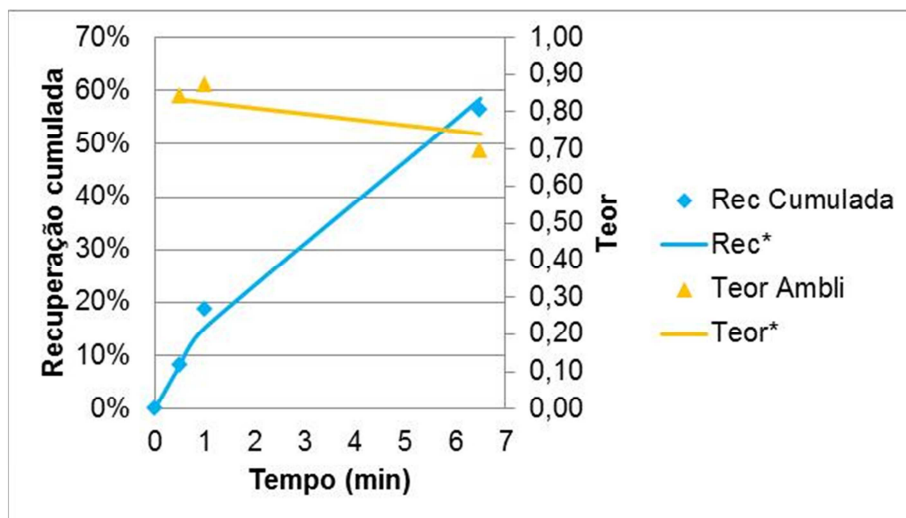


Figura 47 - Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por modelação por arrastamento do ensaio 11.

Flutuação imprópria

fi bolha 0,289

w 1,00

fi1 0,01

fi2 0,01

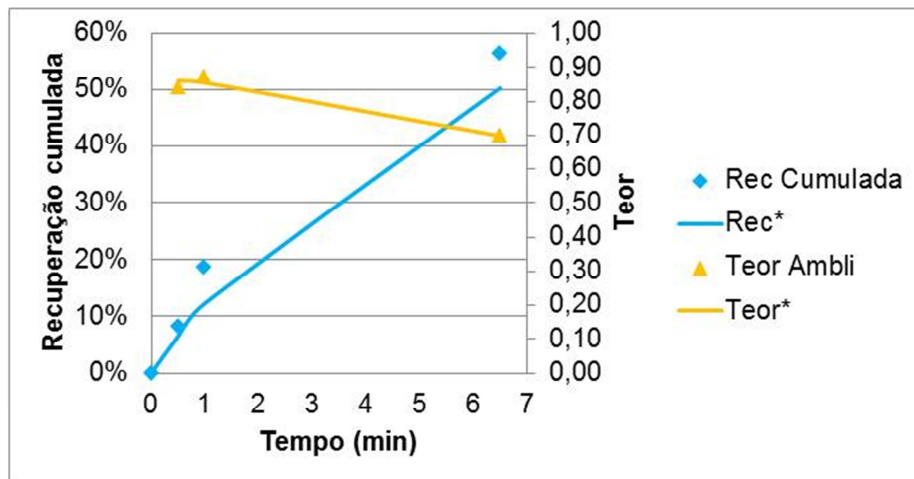


Figura 48- Diagrama das curvas de recuperação para o ensaio (Rec), e a por modelação (Rec*) e curvas de teor em ambligonite e de teor por flutuação imprópria do ensaio 11

Resumo da modelação

Nos quadros estão representados os resultados obtidos na modelação e as condições dos ensaios.

Quadro XII – Resultados da modelação

ensaio nº	com arrastamento			fi			
	fi bolha	w	ar	fi bolha	w	fi1	fi2
6	0,2373	1	0,6095	0,0309	1	0,4483	0,8694
7	0,0526	1	0,0094	0,0515	1	0,0000	0,0129
10	0,2661	1	0,0195	0,0733	1	0,0016	0,0714
11	0,2608	1	0,0088	0,2892	1	0,0058	0,0095

Quadro XIII – condições dos ensaios

Ensaio nº	Quantidade de reagente	Alimentação	Relação de concentração	Teores dos concentrados (Li)					Estéril	Rendimento ponderal	Recuperação limite
				1	2	3	4	5			
6	2	1,00	1,30	1,30	0,95	0,87	0,86	0,84	0,50	97%	99%
7	1	1,02	3,73	3,80	3,80	3,30	2,90	-	0,31	22%	76%
8	2	0,74	1,26	0,93	0,81	0,67	0,62	-	0,29	99%	100%
9	1	0,70	1,25	0,87	0,85	0,67	0,51	-	0,21	91%	97%
10	0,25	0,68	5,03	3,40	2,80	0,67	-	-	0,23	56%	85%
11	0,5	0,63	4,59	2,90	3,00	2,40	-	-	0,32	14%	56%

Modelo Combinatória com Arrasto Indiscriminado

w – não conta como parâmetro porque as partículas, sobre que actua, têm todas teor 1. Não tem qualquer hipótese de efectuar discriminação, situação que o optimizador numérico detecta com facilidade e decide encostar o parâmetro ao extremo superior do intervalo de variação. Se w assumisse outro valor, teria apenas um efeito de escala sobre os outros parâmetros. Conclusão, num modelo em que não é admitida a existência de classes de mistos, o parâmetro associado ao colector é irrelevante.

\emptyset_{bolha} – a colisão mais eficaz ocorre no ensaio 7 (o mais selectivo). Nos restantes é inferior mas igual entre si.

K_{AR} – tem maior expressão nos casos de “colector normal” (não “starving”)

A leitura é pobre porque o modelo não consegue interpretar a evolução temporal do teor dos concentrados.

Modelo Combinatório com Flutuação Imprópria

w – observado o comportamento anteriormente descrito e interpretado da mesma forma.

\emptyset_{bolha} – a probabilidade de colisão é o parâmetro que introduz discriminação. Os ensaios com alimentação mais rica (6 e 7) evidenciaram maior eficácia de colisão. Para cada alimentação, a colisão é maior para justificar recuperação superior.

Parâmetros da Flutuação Imprópria:

- Fi1 é maior no ensaio 6 – baixa selectividade (concentrado do 1º instante é o menor encontrado)
- Fi1 é nulo ou quase nulo nos ensaios 7 e 10 - alta selectividade, que volta a descer no ensaio 11, mas não tanto como no ensaio 6;
- Fi2 – registo temporalmente mais longo ajudaria a aferir da validade deste parâmetro. De qualquer modo, ajusta-se ao estilo de variação de cada ensaio e, nesse sentido, é um argumento em defesa do conceito desenvolvido de Flutuação Imprópria.

Parece assim que no caso presente a Flutuação Imprópria aumenta com o afastamento das condições de “starving” e que esse efeito é medido pelos parâmetros definidos para esse fenómeno, de forma clara nos ensaios 6 e 7, mas mais difusa nos ensaios 10 e 11 cujos resultados experimentais, no entanto, como vimos, transportam algum ruído.

Estas análises podem ser acompanhadas nas figuras seguintes (49 e 50), respectivamente Teor ambligonite vs. Tempo e Recuperação vs Tempo.

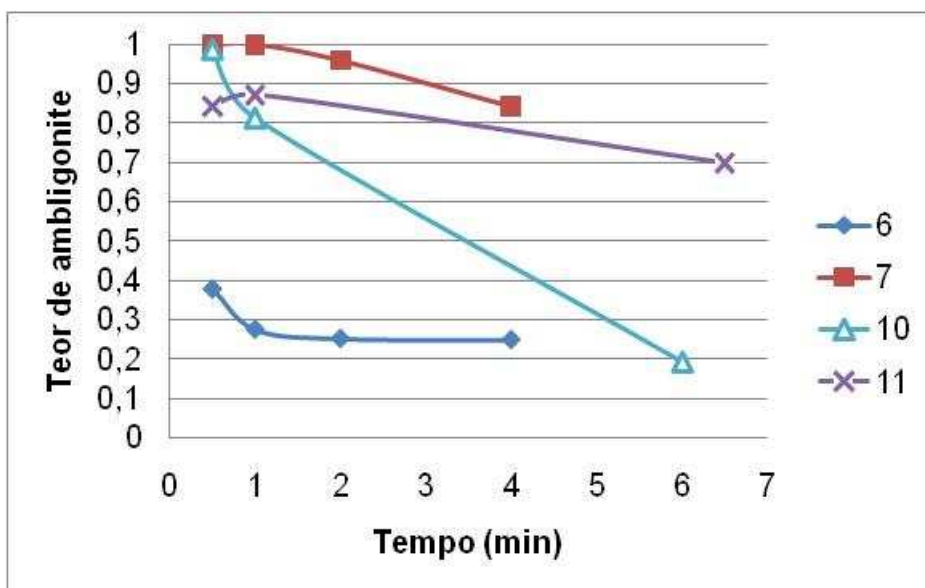


Figura 49 Diagrama síntese teor em ambligonite vs tempo dos ensaios 6, 7, 10 e 11

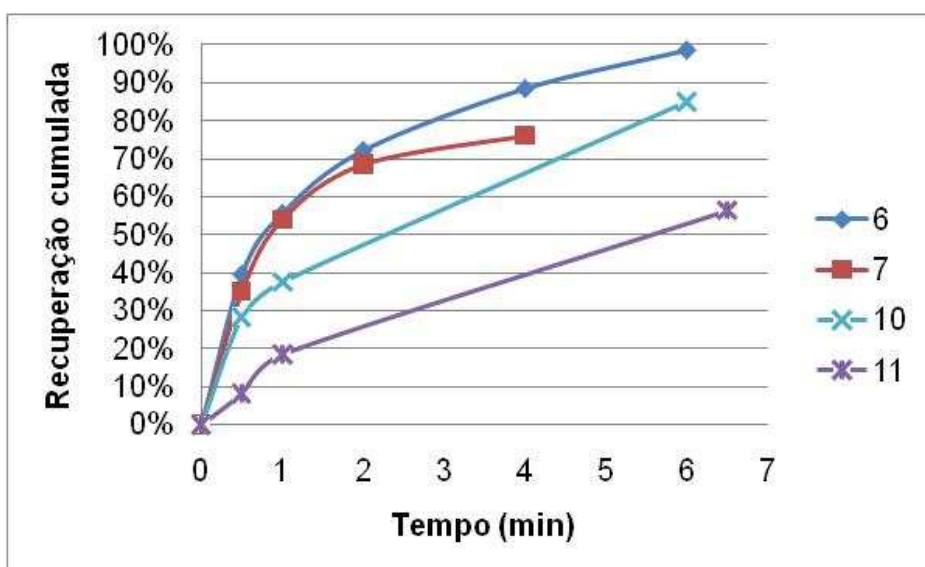


Figura 50 Diagrama síntese recuperação vs tempo dos ensaios 6, 7, 10 e 11.

Conclusões

Na primeira parte do trabalho, constituída pelos capítulos I a VIII, consideramos ter-se atingido o objectivo fundamental do projecto de mestrado no que diz respeito ao estudo da “viabilidade técnica do processamento do minério de ambligonite da argemela”, tal como descrito no respectivo título, o qual culminou com a apresentação de duas propostas alternativas de diagrama qualitativo.

O estudo mais aprofundado do processo de Flutuação por Espumas, descrito no capítulo IX, realizado sobre a cinética fenomenológica do processo, permitiu-nos abrir uma nova janela de observação do processo em si mesmo e de interpretação dos resultados, que se revelou muito gratificante.

Com efeito, as diferenças encontradas nos resultados para as variações das condições de ensaio, nomeadamente teores de alimentação e quantidade de reagente, tiveram leituras diferentes quando apreciadas no contexto dos fenómenos identificados que influenciam a cinética do processo. Este ponto de vista é bem ilustrado pelo reconhecimento da não-linearidade associada à Flutuação Imprópria.

Por outro lado, o estudo cinético e fenomenológico permitiu confirmar e justificar de forma mais convincente o efeito de “starving”, que encontramos na bibliografia como solução para maior eficiência do processo de flutuação e maior selectividade do colector.

Finalmente podemos afirmar que, sem a realização deste estudo complementar centrado na cinética processual dificilmente teríamos chegado à distinção entre Arrastamento Indiscriminado e Flutuação Imprópria. Verificar que o colector em excesso promove a flutuação de partículas de não ambligonite e conduz a perda de selectividade é uma afirmação que pode ser deduzida directamente sobre resultados experimentais. Mas concluir que em presença de quantidades reduzidas de colector este só actua sobre partículas de ganga a partir do momento em que a polpa empobrece em ambligonite, é constatação só inferível através de uma abordagem cinética.

Referências

Amarante, M. M., Botelho de Sousa, A. & Machado Leite, M. 1999. Processing a spodumene ore to obtain lithium concentrates for addition to glass and ceramic bodies. *Minerals Engineering* 12 (4): 433-436.

Barros, E. 1995. Modelagem fenomenológica da flutuação por espumas. Tese de Mestrado da FEUP.

Barros, E, Machado Leite, M.R.& Cavalheiro, A.A.T.2000. The use of ore microscopy data for flotation process control by means of a liberation model - A case study. *CIM Bulletin*, Vol.93 nº 1039, pp.55-59.

Bobos, I., Lima, A., Almeida, C., Vide, R. & Noronha F.(2004). Geochemistry of the lithiniferous veins of the pegmatite aplite field of Almendra-Barca de Alva (Northern Portugal). CD-Rom of the Geoscience in a Changing World 2004. GSA Annual Meeting, Denver, USA.

Botelho de Sousa, A., Amarante, M.M. & Machado Leite, M. 2000. Beneficiation studies on a spodumene ore from Portugal. *Developments in Mineral Processing* 13: 40- 46.

Crabtree, E.H. & Vincent, J.D. 1962. Historical outline of major flotation developments. In *Froth Flotation*, D.W. Fuerstenau ed., 39-54.

Cerveira, A. M. 1956. Preparação mecânica de minérios. 2º Volume. Faculdade de Engenharia. U. Porto.

Charoy, B. & Noronha, F. (1996) Multistage growth of a rare-element, volatile-rich-microgranite at Argemela Portugal. *Journ. Petrology*, 37, 1, 73-94-

Charoy, B. & Noronha, F. (1999) Rare-element (Li-rich) granitic and pegmatitic plutons: a primary or superimposed signature. *Rev. Brasileira de Geociências*, 29: 3-8.

Charoy, B., Chaussidon, M. & Noronha, F. 1995. Lithium zonation in white micas from the Argemela microgranite (central Portugal); an in-situ ion-, electron-microprobe and spectroscopic investigation. *European Journal of Mineralogy* 7: 335-352

Cortez, L.C.P. (1967) Princípios gerais e métodos de investigação na flutuação de minérios. *Técnica* 374, 219-230, *Técnica* 375, 295-309 e *Técnica* 376, 357-378.

De Bruyn, P.L. & Agar, G.E. 1962, Surface chemistry of flotation. In *Froth Flotation*, D.W. Fuerstenau ed., 91-169.

Dowling, E. C., Klimpel, R. R & Aplan, F. F. 1985. Model discrimination in the flotation of a porphyry copper ore. *Minerals Metall Processing* 2: 87-101.

EK, C. 1991. Flotation kinetics. In *Proc. Innovation in Flotation Technology*. In *Innovations in flotation Technology*. P. Mavros and K. A. Matis (eds). Kluwer Academic Publishers, Holande. Pp 183-209.

Evans, K. 2009. Lithium resources—are they adequate? Conferência apresentada em *Lithium Supply & Markets*. Santiago. Chile.

Fuerstenau, D. W. 1962. *Froth Flotation*. 50th Anniversary Volume. Published by The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc. New York.

Garrett, D. 2004 “Handbook of lithium and natural calcium chloride: their deposits, processing, uses and properties.” Elsevier Academic Press,.

Garrett, D. 2004. *Handbook of lithium and natural calcium chloride: their deposits, processing, uses and properties*. Elsevier Academic Press,.

Inverno, C. & Ribeiro, M.L. 1990. Fracturação e cortejo filoneano nas Minas da Argemela, Fundão. *Comun. Serv. Geol Portugal*. 66, 185-193.

Inverno, C., Ferraz, P., Moreira, E., 2009. Argemela, a high tonnage Sn-Li deposit in Central Portugal. Geol.Soc. America Abstracts with Programs, 41, 7, p 680.

Kapur, P. C. & Mehrotra, S. P. 1973. Phenomenological model for flotation kinetics. Trans. Instn. Min. Metall. 229-234.

Kapur, P. C. & Mehrotra, S. P. 1989. Modelling of flotation kinetics and design of optimum flotation circuits. Challenges in Mineral Processing. K. V. S. Sastry and M. C. Fuerstenau (eds). Pp 300-322.

Lima, A. (2000) Estrutura, Mineralogia e Génese dos Filões Aplito pegmatíticos com Espodumena da Região do Barroso-Alvão (Norte de Portugal). Tese de doutoramento, Univ. Porto, Portugal and INPL, Nancy, France. 270 pp.

Lima A. M. C., Vieira R. C., Martins T., Noronha F. & Da Silva . 2007. The use of geochemistry exploration to identify lithium bearing pegmatite-aplite veins in Northern Portugal. SGA Dublin.

Lima, A., Vieira, R., Martins, T., Noronha, F., Amarante M., Ramos F.J., Grade J., Oliveira A. E & Machado Leite M.R. (2004) Estudos Pluridisciplinares para a Potenciação da Espodumena dos Aplitopegmatitos como Fundente Litínífero para a Indústria Cerâmica. CD-ROM do Relatório final do projecto POCTI/CTA/39659/2001.

Machado Leite, M. 1990. Kinetic models for the simulation of crushing circuits. Minerals Engineering vol3 (1,2). Pergamon Press, England. pp165-180.

Machado Leite, M. 1992. Liberation by size reduction. Consequences and improvements on flotation kinetics. In Innovations in flotation Technology. P. Mavros and K. A. Matis (eds). Kluwer Academic Publishers, Holande. pp 149-1170.

Pita, F.A.G., 2000. Processamento por flutuação do caulino de olho marinho : contribuição para o estudo do fenómeno de arrastamento em flutuação de polpas com partículas de calibre muito fino. Tese de doutoramento em

Engenharia de Minas (Mineração) apresentada à Fac. de Ciências e Tecnologia de Coimbra

Taggart, A. F. 1956. Handbook of mineral dressing. 6ª Edição. A. F. Taggart (ed.). New York. John Wiley & Sons Inc.

Tahil, W. 2006. The Trouble with Lithium. Implications of Future PHEV Production for Lithium Demand . Meridian International Research. 1-16.

Velho J.L. (2005) Mineralogia Industrial. LIDEL